

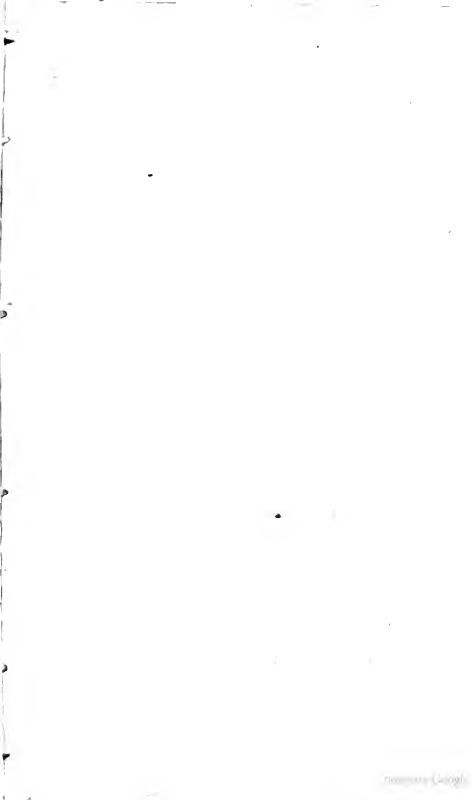


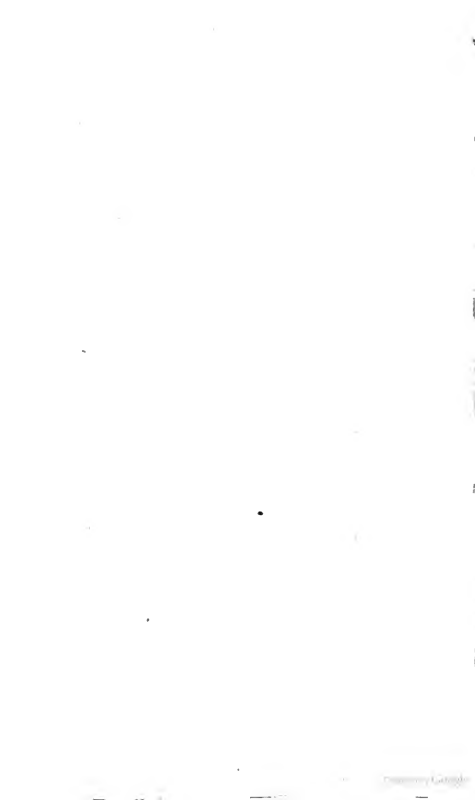
15

5

568

BIBLIOTECA NAZIONALE  
CENTRALE • FIRENZE •







PRINCIPES GÉNÉRAUX  
DU  
TRAITEMENT  
DES  
**MINÉRAIS MÉTALLIQUES**

TRAITÉ DE MÉTALLURGIE  
THÉORIQUE ET PRATIQUE

PAR

**M. L. E. RIVOT**

INGÉNIEUR DES MINES, PROFESSEUR A L'ÉCOLE DES MINES

TOME SECOND

**MÉTALLURGIE DU PLOMB  
ET DE L'ARGENT.**

PARIS

**DALMONT ET DUNOD, ÉDITEURS,**

*Précédemment: Carilian-Goury, et Victor Dalmont.*

LIEUX AINSI QUE LES PORTS IMPÉRIALES DES PORTS ET CHAUSSÉES ET DES MINES,  
**Quai des Augustins, 40.**

1860

15.5.568

11.

3.

8.

**PRINCIPES GÉNÉRAUX**  
**DU TRAITEMENT**  
**DES MINÉRAIS MÉTALLIQUES**

---

PARIS, — TYPOGRAPHIE HENHUYER, RUE DU BOULEVARD DES BATIGNOLLES, 7.

---

PRINCIPES GÉNÉRAUX  
DU  
TRAITEMENT  
DES  
**MINÉRAIS MÉTALLIQUES**

---

TRAITÉ DE MÉTALLURGIE

THÉORIQUE ET PRATIQUE

PAR

**M. L. E. RIVOT**

INGÉNIEUR DES MINES, PROFESSEUR A L'ÉCOLE DES MINES.

—  
TOME SECOND  
—

**MÉTALLURGIE DU PLOMB  
ET DE L'ARGENT.**

---

PARIS  
**DALMONT ET DUNOD, ÉDITEURS,**

Précédemment Carilian-Gœury, et Victor Dalmont,  
LIBRAIRES DES CORPS IMPÉRIAUX DES PONTS ET CHAUSSÉES ET DES MINES,  
**Quai des Augustins, 49.**

—  
**1860**



# TABLE DES MATIÈRES.

## DEUXIÈME PARTIE.

### MÉTALLURGIE DU PLOMB ET DE L'ARGENT.

|                                                                                                                               |     |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| INTRODUCTION.....                                                                                                             | 1   |
| CHAPITRE I. — CLASSIFICATION DES MINÉRAIS.....                                                                                | 9   |
| § 1. Minerais de plomb.....                                                                                                   | 9   |
| § 2. Minerais d'argent.....                                                                                                   | 24  |
| CHAPITRE II. — CONSIDÉRATIONS GÉNÉRALES SUR LES MÉTHODES EMPLOYÉES POUR LE TRAITEMENT DES MINÉRAIS DE PLOMB ARGENTIFÈRES..... | 31  |
| § 1. TRAITEMENT DES MINÉRAIS SULFURÉS.....                                                                                    | 32  |
| <i>Traitement au four à réverbère.....</i>                                                                                    | 32  |
| <i>Traitement par réactions.....</i>                                                                                          | 33  |
| <i>Influence des gangues.....</i>                                                                                             | 46  |
| <i>Traitement par le fer métallique.....</i>                                                                                  | 58  |
| <i>Emploi du fer après grillage.....</i>                                                                                      | 65  |
| <i>Traitement de la galène au four à manche.....</i>                                                                          | 74  |
| <i>Réduction par le fer métallique.....</i>                                                                                   | 76  |
| <i>Fonte des minerais.....</i>                                                                                                | 77  |
| <i>Grillage des mattes.....</i>                                                                                               | 89  |
| <i>Fonte des résidus.....</i>                                                                                                 | 91  |
| <i>Seconde méthode de traitement au four à manche.....</i>                                                                    | 110 |
| <i>Grillage.....</i>                                                                                                          | 111 |
| <i>Fonte au four à manche.....</i>                                                                                            | 121 |
| <i>Influence des gangues.....</i>                                                                                             | 148 |
| § 2. TRAITEMENT DES MINÉRAIS CARBONATÉS.....                                                                                  | 168 |
| <i>Traitement des minerais riches au four à réverbère.....</i>                                                                | 169 |
| <i>Traitement au four à manche.....</i>                                                                                       | 184 |
| <i>Traitement des minerais contenant du plomb carbonaté et de la galène.....</i>                                              | 196 |
| § 3. TRAITEMENT DES SULFATES DE PLOMB.....                                                                                    | 209 |
| <i>Réduction au réverbère.....</i>                                                                                            | 210 |
| <i>Réduction au four à manche.....</i>                                                                                        | 219 |

|                                                                                 |     |
|---------------------------------------------------------------------------------|-----|
| § 4. COUPELLATION DU PLOMB D'ŒUVRE.....                                         | 235 |
| CoupeUation allemande.....                                                      | 227 |
| CoupeUation des plombs pauvres.....                                             | 260 |
| § 5. COUPELLATION ANGLAISE. — PATTINSONAGE.....                                 | 266 |
| CHAPITRE III. — TRAITEMENT DE LA GALÈNE A BLEYBERG.....                         | 238 |
| CHAPITRE IV. — TRAITEMENT DE LA GALÈNE EN ANGLETERRE.....                       | 317 |
| Traitement pour plomb d'œuvre.....                                              | 319 |
| Méthode du Flintshire.....                                                      | 320 |
| Méthode du Derbyshire.....                                                      | 346 |
| Cristallisation.....                                                            | 353 |
| CoupeUation.....                                                                | 364 |
| Révifification des litharges.....                                               | 377 |
| CHAPITRE V. — TRAITEMENT DE LA GALÈNE EN ALLEMAGNE.....                         | 389 |
| Usine dite Friedrichshütte (haute Silésie).....                                 | 390 |
| Fonte des minerais.....                                                         | 402 |
| Traitement des résidus.....                                                     | 413 |
| CoupeUation.....                                                                | 421 |
| Observations.....                                                               | 432 |
| CHAPITRE VI. — TRAITEMENT DES MINERAIS COMPLEXES DANS LE<br>OBER-HARZ.....      | 450 |
| Usine de Lautenthal.....                                                        | 452 |
| Considérations générales sur la méthode.....                                    | 454 |
| Consistance de l'usine. — Matériel.....                                         | 482 |
| Première partie du traitement.....                                              | 491 |
| Seconde partie du traitement.....                                               | 548 |
| CHAPITRE VII. — TRAITEMENT DES MINERAIS DE PLOMB ARGENTIFÈRES<br>EN FRANCE..... | 570 |
| § 1. Usine de Vialas (Lozère).....                                              | 570 |
| Méthode de Vialas.....                                                          | 575 |
| Grillage.....                                                                   | 585 |
| Fonte au four à manche.....                                                     | 590 |
| CoupeUation.....                                                                | 599 |
| Raffinage de l'argent.....                                                      | 608 |
| § 2. Usines de Poullaouen et de Huelgoet (Bretagne).....                        | 611 |
| Exposé de la méthode.....                                                       | 615 |
| Usine de Poullaouen.....                                                        | 630 |
| Traitement au réverbère.....                                                    | 650 |
| Fonte au four à manche.....                                                     | 635 |
| CoupeUation.....                                                                | 644 |

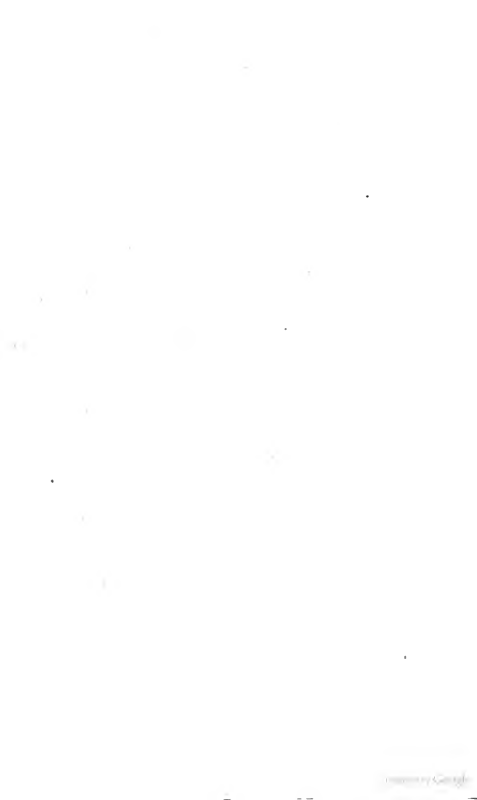


## TABLE DES MATIÈRES.

VII

|                                                                      |            |
|----------------------------------------------------------------------|------------|
| <u>Raffinage.....</u>                                                | <u>648</u> |
| <u>Usine de Huelgoet.....</u>                                        | <u>652</u> |
| <u>Calcination.....</u>                                              | <u>653</u> |
| <u>Chloruration.....</u>                                             | <u>656</u> |
| <u>Amalgamation.....</u>                                             | <u>658</u> |
| <u>Distillation.....</u>                                             | <u>665</u> |
| <u>Considérations théoriques.....</u>                                | <u>669</u> |
| <b>CHAPITRE VIII.— TRAITEMENT DES MINÉRAIS D'ARGENT EN AMÉRIQUE.</b> | <b>681</b> |
| <u>Fonte avec des matières plombées.....</u>                         | <u>685</u> |
| <u>Amalgamation à chaud.....</u>                                     | <u>687</u> |
| <u>Amalgamation à froid.....</u>                                     | <u>693</u> |
| Reactions chimiques.....                                             | 704        |
| Usine du Fresnillo.....                                              | 750        |
| Bocardage.....                                                       | 746        |
| Porphyrisation.....                                                  | 748        |
| Préparation du magistral.....                                        | 740        |
| Amalgamation.....                                                    | 752        |
| Lavage des boues.....                                                | 756        |
| Compression. — Distillation.....                                     | 758        |
| Fusion de l'argent.....                                              | 761        |
| Résumé.....                                                          | 762        |

FIN DE LA TABLE DES MATIÈRES.



**PRINCIPES GÉNÉRAUX**  
**DU TRAITEMENT**  
**DES MINÉRAIS MÉTALLIQUES**

---

**DEUXIÈME PARTIE.**

**MÉTALLURGIE DU PLOMB ET DE L'ARGENT.**

---

**INTRODUCTION.**

La plupart des minerais de plomb exploités dans tous les pays du monde sont plus ou moins argentifères; ils sont traités en même temps pour argent et pour plomb dans un grand nombre d'usines; les méthodes adoptées présentent des différences essentielles, qu'il serait impossible de faire comprendre si on séparait la métallurgie de l'argent de celle du plomb. J'ai dû, pour ce motif, réunir dans la seconde partie de cet ouvrage tout ce qui se rattache au traitement des minerais qui contiennent soit les deux métaux, soit un seul d'entre eux.

Je décrirai séparément :

Les procédés métallurgiques appliqués aux minerais de plomb non argentifères ;

Les méthodes les plus importantes employées pour retirer le plomb et l'argent des minerais argentifères ;

L'extraction de l'argent des minerais non plombeux.

Je n'aurai pas à revenir sur le traitement des minerais de cuivre argentifères, qui forme le complément de la métallurgie de l'argent; les détails que j'ai donnés dans la première partie suffisent pour faire comprendre les difficultés des diverses méthodes, et les précautions qu'il faut prendre dans leur application.

Minerais  
de plomb  
non  
argentifères.

Les minerais de plomb, qui ne renferment pas assez d'argent pour qu'il y ait avantage à l'extraire, sont ordinairement amenés à une teneur très-élevée par une préparation mécanique, dont la série des opérations est très-variable avec la nature des minerais et des gangues. Les produits les plus riches de cette préparation peuvent être utilisés quelquefois comme *alquifoux*, mais le débouché de cette matière ne se trouve pas partout, et dans tous les cas il est très-limité. Les produits préparés doivent être, pour la plus grande partie, soumis au traitement métallurgique.

Les méthodes adoptées dans les diverses usines sont fondées sur des réactions chimiques très-simples; les différences qu'elles présentent sont expliquées facilement par la composition des minerais, par la nature des gangues, et par les conditions locales, c'est-à-dire par l'espèce et le prix des combustibles dont l'usine peut disposer.

Tous les procédés de traitement coûtent d'autant plus cher, et occasionnent des pertes en plomb d'autant plus grandes, que les minerais traités sont plus pauvres en métal. La préparation mécanique entraîne, de son côté, des frais plus élevés et des pertes plus fortes quand on cherche à obtenir des produits plus riches.

L'expérience indique, pour la plupart des minerais, que l'accroissement des frais et des pertes est moindre à la préparation mécanique que dans le traitement métallurgique, c'est-à-dire qu'il y a économie réelle à ne li-

vrer aux usines que des minerais et des produits riches en plomb. De là résulte une grande simplicité, au moins relative, pour les méthodes employées à l'extraction du plomb des minerais non argentifères.

Ces considérations subsistent encore pour les minerais de plomb qui contiennent un peu d'argent, par exemple pour les galènes qui donnent du plomb d'œuvre tenant de 50 à 80 grammes d'argent aux 100 kilogrammes; mais il n'en est pas de même pour les minerais riches en argent : les pertes dues à la préparation mécanique sont très-fortes quand on cherche à séparer à peu près complètement les gangues terreuses. Au contraire, dans le traitement métallurgique, la perte en argent n'augmente pas à beaucoup près aussi rapidement que la perte en plomb, à mesure que les minerais traités sont plus chargés de matières stériles.

Minerais  
de plomb  
argentifères.

Il est donc très-important de ne pas trop enrichir les minerais avant de les envoyer à l'usine, et le degré d'enrichissement le plus convenable dépend nécessairement de leur teneur en argent et de la méthode adoptée pour leur traitement.

Je ne considère pas ici les usines qui achètent les minerais, car elles ont évidemment intérêt à recevoir le moins possible de matières stériles, et elles doivent régler les conditions de l'achat de telle manière que les exploitants aient l'obligation d'enrichir leurs produits.

Quand les mines et l'usine appartiennent à la même compagnie, il est toujours nécessaire de fixer par des expériences pratiques le degré d'enrichissement qu'il convient d'atteindre pour les divers produits de la préparation mécanique, il faut en effet réduire autant que possible la somme des frais et des pertes dans toutes les opérations auxquelles les minerais sont soumis depuis leur sortie de la mine.

Ces expériences n'ont été faites jusqu'à présent que dans un très-petit nombre d'usines, non pas parce que leur importance n'est pas bien comprise, mais par suite des exigences financières des compagnies, qui obligent à réaliser le plus vite possible la valeur contenue dans les minerais, et ne laissent pas de temps disponible pour des expériences. Dans l'industrie métallurgique, plus peut-être que dans toute autre industrie, il est vrai de dire qu'on fait ce qu'on peut bien plus souvent que ce qu'on devrait et ce qu'on voudrait faire.

Il n'est pas inutile d'indiquer en peu de mots la marche qu'il convient de suivre pour ces expériences.

Je suppose d'abord la préparation mécanique installée dans les meilleures conditions pour diminuer le plus possible les pertes en argent. Par un cassage et un triage à la main poussés très-loin, par des bocardages et des criblages successifs, par le travail des sables au caisson, on cherche à produire des grenailles et des sables enrichis, séparés presque complètement des gangues terreuses. Pour cette partie de la préparation mécanique, l'enrichissement des produits ne cause que très-peu de pertes; il y a toujours intérêt à le pousser très-loin. Les expériences doivent porter principalement sur le travail des matières fines aux tables à secousses, aux tables dormantes et autres appareils analogues, plus ou moins perfectionnés. Il faut en premier lieu déterminer le genre d'appareils et le mode de travail qui conviennent le mieux à la nature des minerais et à celle des gangues terreuses ou métalliques; on cherche ensuite à évaluer approximativement les pertes en plomb et en argent que font éprouver les diverses séries d'appareils pour différents degrés d'enrichissement des produits. On calcule les frais correspondants, et on rapporte les frais et les pertes à un poids quelconque, par exemple à 100 tonnes, de minerai brut.

On a soin, bien entendu, de ne modifier le travail que successivement sur les différents appareils, et de continuer chaque expérience pendant un temps assez long pour qu'on puisse se rendre un compte exact des résultats obtenus, tant à la préparation mécanique qu'à l'usine.

A la fonderie on calcule les pertes en métaux et les frais de traitement qui répondent à ces diverses expériences, et on les rapporte à la même unité, à 100 tonnes de minerais sortant de la mine.

Il suffit ensuite de comparer tous les nombres obtenus pour décider jusqu'à quelle limite il convient d'enrichir les matières fines à la préparation mécanique.

Ces expériences exigent une grande attention, et leurs résultats ne sont pas toujours d'une interprétation facile, en raison des variations de richesse en plomb et en argent que présentent ordinairement les filons. Pour se mettre à l'abri de cette cause d'incertitude, il faudrait avoir d'avance un grand approvisionnement de minerais, ce qui est toujours difficile, souvent même impossible, dans les circonstances ordinaires de l'industrie.

Des résultats obtenus dans un petit nombre d'usines on peut tirer la conclusion qu'il y a généralement économie à ne pas enrichir beaucoup les produits fins de la préparation mécanique pour les minerais riches en argent, et qu'il faut les enrichir d'autant moins que les minerais donnent du plomb plus riche en argent : mais c'est là la seule observation générale qu'il soit possible de faire sur ce sujet important ; des expériences spéciales sont nécessaires pour chaque minerai et pour chaque usine.

Les diverses méthodes de traitement des minerais argentifères comprennent toutes deux séries bien distinctes d'opération : la première doit donner comme produit

unique le plomb à l'état métallique, contenant l'argent des minerais ; c'est ce qu'on nomme le *plomb d'œuvre* ; la seconde a pour but la séparation des deux métaux : elle donne l'argent presque pur et, suivant les conditions commerciales, le plomb à l'état métallique ou à l'état de litharges jaunes et rouges.

Les méthodes adoptées dans les usines présentent entre elles de très-grandes différences pour les deux parties du traitement ; pour la première, les différences résultent principalement de la nature et de la richesse des minerais, de l'espèce des gangues terreuses, du prix des combustibles, et des traditions métallurgiques de la contrée ; pour la seconde, les méthodes dépendent surtout des habitudes industrielles et commerciales des divers pays.

Pour expliquer les réactions chimiques et pour faire ressortir les avantages et les inconvénients des nombreuses méthodes adoptées pour le traitement des minerais de plomb argentifères, je présenterai des considérations générales sur les principales méthodes qui sont employées, et sur celles qui pourraient l'être ; je décrirai ensuite plusieurs usines placées dans des conditions très-différentes. Il me serait impossible de faire connaître tous les procédés usités, je choisirai comme exemples les méthodes et les usines dont la description me paraît la plus utile pour mettre en évidence les difficultés de la métallurgie du plomb et de l'argent.

Je m'attacherai bien plus à faire connaître les méthodes elles-mêmes que les résultats économiques obtenus dans certaines usines spéciales ; cette restriction m'est imposée principalement pour les usines anglaises, dans lesquelles il est impossible d'obtenir des renseignements exacts sur les opérations commerciales, qui sont en général la véritable source des bénéfices réalisés par les fondeurs en Angleterre.



Je n'ai pas pu me procurer pour toutes les usines que je décrirai la quantité totale des minerais traités dans une année; j'ai dû calculer, d'après les résultats obtenus dans une période plus courte, ceux qu'on aurait eus pour l'année entière, si l'activité du travail était restée constante, si les minerais traités n'avaient pas varié. Les nombres ainsi calculés ne suffisent pas pour établir la situation réelle des usines, pour évaluer leurs bénéfices, mais ils sont assez approximatifs pour servir à la comparaison des méthodes suivies en Angleterre et sur le continent.

Les minerais d'argent exploités dans l'Amérique du Sud sont presque tous traités par amalgamation; dans un très-petit nombre de localités seulement on peut disposer de minerais de plomb, qui sont utilisés pour faire passer dans du plomb d'œuvre le métal précieux contenu dans les minerais d'argent proprement dits.

Minerais  
d'argent.

L'amalgamation est appliquée très-différemment dans les diverses parties de l'Amérique méridionale, mais les différences portent seulement sur les détails de l'opération; les réactions chimiques utilisées sont partout à peu près les mêmes: aussi n'aurai-je besoin de considérer qu'un seul des nombreux ateliers américains.

Cette méthode a été décrite plusieurs fois par des savants et par des ingénieurs très-distingués, et je n'ai pas la prétention de rien ajouter aux publications déjà faites sur ce sujet. Je me bornerai donc à l'exposé rapide de la méthode elle-même, à l'étude des réactions chimiques importantes sur lesquelles elle est fondée.

Je ne citerai les nombres relatifs aux frais spéciaux que pour comparer cette méthode avec le procédé d'amalgamation appliqué à Huelgoet (Bretagne) aux *terres rouges* argentifères.

Dans le premier chapitre, je donnerai la classification

des minerais de plomb et d'argent, je présenterai quelques détails sur leur composition chimique, sur la nature des gangues les plus ordinaires et sur les difficultés que ces gangues apportent à l'enrichissement par la préparation mécanique.

Dans le second chapitre, je présenterai des considérations générales sur les méthodes principales employées pour traiter les minerais de plomb et les minerais de plomb argentifères. J'insisterai sur les réactions chimiques et sur les résultats obtenus dans les opérations successives.

Les chapitres suivants seront consacrés à la description d'un certain nombre d'usines, choisies comme exemples des difficultés que présente la production du plomb et de l'argent.

---

## CHAPITRE I.

### CLASSIFICATION DES MINÉRAIS.

---

#### § 1.

##### **Minerais de plomb.**

Les espèces minérales du plomb sont très-nombreuses, mais les minerais exploitables peuvent être divisés en deux classes seulement : minerais sulfurés ; minerais oxydés.

Les premiers contiennent le plomb à l'état de sulfure ou de *galène* ; les seconds renferment l'oxyde de plomb combiné avec différents acides, carbonique, sulfurique, phosphorique, arsénique, molybdique, etc.

La galène est le minerai de plomb le plus ordinaire et le plus répandu ; on l'exploite à peu près dans tous les pays et dans presque tous les terrains des étages géologiques ; les minéraux oxydés se présentent fréquemment à la partie supérieure des gisements de galène, produits évidents de l'altération du sulfure par les agents atmosphériques ; dans un petit nombre de localités seulement ils existent en masses assez considérables pour être exploités et traités spécialement ; rarement on peut les considérer comme n'étant pas des produits d'altération.

La galène, souvent très-pure, quelquefois mélangée avec différents sulfures métalliques, se présente en filons, en amas, en couches interposées entre deux terrains, et même en mouches et veinules irrégulièrement disséminées dans des bancs de grès et de sable.

**Minerais  
sulfurés.**

Sa texture présente les plus grandes variétés ; quelques minerais sont à grains fins et serrés comme l'acier, d'autres ont la texture seulement lamelleuse et ne contiennent des cristaux que dans les géodes ; dans plusieurs gisements, par exemple dans ceux du Wisconsin (Amérique du Nord), la galène est en cristaux très-gros et très-nets. La galène contient toujours de l'argent, en proportion très-variable, dans les différents filons d'une même localité, et dans les diverses parties d'un même filon. On a pendant longtemps émis l'opinion que la richesse en argent de la galène était en relation intime avec sa texture ; la galène à grains fins était considérée comme riche en argent, et celle à grandes lamelles ou en cristaux comme très-pauvre. Cette opinion n'est certainement pas juste, beaucoup de minerais à grains fins sont à peine argentifères, plusieurs gîtes de galène à grandes lamelles ou en gros cristaux sont riches en argent.

L'époque du remplissage des fentes, ou du dépôt des amas, paraît avoir la plus grande influence sur la richesse de la galène en argent ; mais ce sujet m'entraînerait dans des dissertations géologiques, dont la place n'est pas dans un traité de métallurgie.

Dans les filons, la galène est assez fréquemment en colonnes irrégulières, séparées par des intervalles stériles, dans lesquels le minerai est accompagné d'une forte proportion de gangues terreuses ou métalliques, quartz, spath-fluor, sulfate de baryte, chaux carbonatée, fer carbonaté, pyrites, blende, etc.

Les gangues terreuses contiennent ordinairement la galène concentrée en veines, en veinules, en noyaux, et plus rarement disséminée en mouches : le quartz seul est quelquefois intimement mélangé avec la galène. Ce fait se présente très-rarement pour la baryte sulfatée, le calcaire et le spath-fluor.

Le fer carbonaté est presque toujours en masses compactes, à texture cristalline, séparant des colonnes de galène ne contenant qu'une proportion très-faible de fer carbonaté ; à la séparation seulement les deux matières minérales sont mélangées sur une faible étendue. Les pyrites de fer et de cuivre, le cuivre gris sont mélangés très-irrégulièrement avec la galène, et dans les diverses parties du gisement l'une ou l'autre des espèces minérales est dominante. La blende et le sulfure d'antimoine accompagnent très-fréquemment la galène, quelquefois en formant des mouches, des noyaux ou des veinules répartis dans le minéral de plomb, mais plus souvent en mélange intime.

La teneur en argent des galènes est généralement trop faible pour qu'on puisse déterminer par des moyens chimiques l'état de combinaison du métal précieux ; il existe probablement à l'état de sulfure dans la galène, dans la blende et dans les pyrites ; il est peut-être en combinaison avec le soufre, l'arsenic et l'antimoine dans les cuivres gris, dont la présence dans les minerais de plomb est ordinairement un caractère de leur richesse en argent.

Les pyrites qui accompagnent la galène sont quelquefois aurifères ; elles paraissent contenir l'or à l'état métallique.

Je crois utile de présenter ici quelques observations générales sur les difficultés qu'on éprouve dans les ateliers de préparation mécanique à séparer les gangues, et sur l'influence plus ou moins grande que ces matières peuvent avoir dans le traitement métallurgique.

*Gangues terreuses.* — Le quartz intimement mélangé avec la galène oblige à bocarder très-fin une partie des minerais ; le lavage des matières fines donne lieu à des

pertes notables en plomb et en argent ; on ne peut les limiter qu'en ne poussant pas très-loin l'enrichissement des schlichs. Les produits préparés pour la fonte contiennent toujours une proportion de quartz assez grande pour gêner beaucoup dans certaines opérations : ainsi, par exemple, il est impossible de traiter au four à réverbère les minerais quartzeux, on ne peut les fondre économiquement que dans les fours à manche.

Le spath-fluor et la chaux carbonatée ne sont pas généralement en mélange intime avec la galène, on peut les séparer presque complètement par triage à la main, et par lavage sur des cribles ou sur les caissons ; on n'a besoin de bocarder fin qu'une portion relativement assez faible des minerais ; l'enrichissement peut être poussé très-loin sans qu'on ait à craindre de faire des pertes trop grandes en métaux utiles. Les produits de la préparation mécanique sont très-riches, et la petite quantité de calcaire ou de spath-fluor qu'ils contiennent est plutôt utile que nuisible dans les opérations métallurgiques : ils peuvent être sans difficulté traités au four à réverbère.

Le sulfate de baryte ne peut pas être facilement séparé de la galène par les lavages sur les différents appareils employés jusqu'à présent pour la préparation mécanique des minerais ; sa densité diffère trop peu de celle du minerai de plomb pour qu'on puisse enrichir beaucoup les grenailles et les sables sur les cribles et dans les caissons : sous les pilons des bocards elle se divise en lamelles moins plates que la galène, et par suite dans le lavage des matières fines on ne peut enlever une partie de la baryte qu'à la condition de perdre une forte proportion de plomb et d'argent. Les produits préparés pour la fusion ne sont pas assez riches pour être traités au réverbère ; dans la fonte au four à manche, la baryte est

facilement scorifiée, son principal inconvénient est d'augmenter la quantité des matières à fondre.

L'argile et les roches feldspathiques, gangues de la galène dans un petit nombre de filons, présentent à peu près les mêmes inconvénients que le quartz ; elles obligent ordinairement à ne pas enrichir beaucoup les minerais argentifères, et à traiter au four à manche les produits de la préparation.

*Gangues métalliques.* — Le fer carbonaté a une densité peu différente de celle de la galène et ne pourrait pas en être séparé facilement par des lavages ; mais cette substance n'est pas ordinairement en mélange intime avec le minerai ; on peut en enlever la plus grande partie par triage à la main, et obtenir ensuite, sans pertes trop fortes, des produits assez riches pour être envoyés à la fonderie. Le fer carbonaté est d'ailleurs utile comme fondant dans les fontes au four à manche, et ne gêne aucune des opérations métallurgiques, toutes les fois que sa proportion n'est pas trop grande.

Les pyrites de fer et de cuivre ne peuvent être séparées de la galène qu'avec la plus grande difficulté, et avec des pertes très-notables de plomb et d'argent ; leur séparation doit être évitée quand elles contiennent une quantité d'or suffisante pour augmenter sensiblement la valeur de l'argent retiré des minerais. Dans le cas contraire, on ne peut enlever qu'une partie des pyrites par les criblages, les lavages aux caissons et sur les tables ; les grenailles, les sables et les schliehs pyriteux qu'on obtient renferment assez de galène pour qu'on doive les passer au traitement métallurgique, en même temps que les produits plus exclusivement plombeux. La pyrite de fer présente un seul inconvénient, quelquefois très-grave, celui d'augmenter la proportion de soufre dans les lits de fusion ; mais elle n'exerce aucune influence fâcheuse

sur la qualité des produits utiles. Il n'en est pas de même de la pyrite arsénicale et du cuivre pyriteux ; avec les minerais qui en contiennent une quantité même très-faible on obtient toujours du plomb d'œuvre renfermant de l'arsenic et du cuivre. La coupellation fait perdre une plus forte proportion d'argent, à cause de la présence de l'arsenic ; les litharges contiennent de l'arséniate de plomb et de l'oxyde de cuivre qui diminuent beaucoup leur valeur commerciale : il faut quelquefois révivifier les litharges pour vendre le plomb métallique. Le cuivre gris n'existe ordinairement dans les galènes argentifères qu'en petite quantité ; il est facilement écrasé dans les bocardages et réduit en paillettes très-fines et très-légères, dont la plus grande partie est entraînée par l'eau dans les lavages sur les tables ; il en résulte une perte notable en argent, perte d'autant plus grande qu'on doit bocarder fin une plus forte proportion de minerais et pousser plus loin l'enrichissement, pour séparer les autres gangues terreuses ou métalliques. Une partie du cuivre gris reste dans les produits préparés, et introduit dans le plomb d'œuvre de l'arsenic, de l'antimoine et du cuivre ; les litharges obtenues à la coupellation sont impures et ne peuvent pas toujours être vendues aisément.

La blende doit être considérée comme nuisible dans tous les minerais de plomb, principalement dans ceux qui contiennent de l'argent. Sa densité étant peu différente de celle de la galène, on ne peut obtenir que difficilement une séparation suffisante des deux espèces minérales ; quand leur mélange est intime, on doit bocarder fin la plus grande partie des minerais ; les pertes en plomb et en argent sont très-grandes dans le lavage des schlamms, et cependant les schliehs plombeux contiennent encore beaucoup de blende. Dans le traitement métallurgique le zinc est en partie volatilisé et augmente



la proportion du plomb et de l'argent perdus par volatilisation ; le reste du zinc passe dans les scories et dans les mattes, à l'état d'oxyde et de sulfure, composés infusibles qui communiquent à ces produits du traitement une partie de leur infusibilité. Pour les minerais blendeux qui ne renferment pas d'argent, on peut enrichir suffisamment les schlichs à la préparation mécanique pour les traiter au four à réverbère, dans lequel la présence d'une petite quantité de blende n'est pas nuisible. Quand il s'agit de minerais argentifères on ne peut pas pousser très-loin l'enrichissement, parce que la blende elle-même contient de l'argent ; le traitement des produits préparés doit être fait au four à manche, la présence du zinc complique beaucoup les opérations et augmente notablement les pertes.

Le sulfure d'antimoine est généralement mélangé avec la galène d'une manière tellement intime qu'on ne doit pas espérer de le séparer par la préparation mécanique. Dans le traitement métallurgique, l'antimoine, par sa grande volatilité, rend plus grandes les pertes en plomb et en argent ; il rend la coupellation du plomb d'œuvre très-difficile, donne des litharges très-sales, qu'il faut réduire en totalité, et dont on ne peut tirer que du plomb de mauvaise qualité.

Il m'est impossible d'examiner les divers gisements de galène plus ou moins argentifère, exploités dans les pays dont la métallurgie est connue ; la liste serait trop longue et ne présenterait pas d'intérêt au point de vue des méthodes métallurgiques. Je m'arrêterai seulement un instant sur les richesses minérales que renferme la France, et dont la plus grande partie est encore inexploitée.

En Bretagne on connaît de nombreux affleurements de filons de galène, généralement peu argentifère, don-

nant à l'essai de 30 à 50 grammes d'argent aux 100 kilogrammes de plomb d'œuvre.

L'exploitation n'est un peu active qu'aux mines de Pontpéan, de Poullaouen et de Huelgoet. Le filon de Huelgoet contient dans une certaine zone des terrains schisteux, une grande quantité de terres rouges argentifères, dont la richesse est variable entre des limites très-étendues, depuis quelques grammes jusqu'à plus de 500 grammes aux 100 kilogrammes de minerais. Ces terres rouges sont des mélanges hétérogènes d'argile, de sable, d'oxyde de fer hydraté, renfermant l'argent à l'état métallique, à l'état de chlorure ou de sulfure, et contiennent parfois de la blende, de la galène et de la pyrite de fer.

L'usine de Poullaouen traite les minerais de plomb et d'argent exploités dans les mines de Poullaouen et de Huelgoet, et des galènes très-pures achetées en divers pays; elle a produit jusqu'à 1,700 et 1,800 kilogrammes d'argent dans l'année.

En Auvergne on connaît un très-grand nombre de filons de galène argentifère, dont plusieurs ont été exploités à des époques plus ou moins reculées. Dans les environs de Pontgibaud on exploite maintenant avec une certaine activité les mines de Pranal, Barbecot, Roure et Rosier. Les filons sont nombreux et assez réguliers; ceux de Pranal et de Barbecot donnent de la galène assez pure rendant à l'essai de 150 à 180 grammes d'argent pour 100 kilogrammes de plomb d'œuvre; l'exploitation est rendue très-difficile par l'abondance de l'eau et surtout par celle de l'acide carbonique qui exige une ventilation des plus énergiques. Aux mines de Roure et de Rosier la galène est plus riche en argent, quelques échantillons ont rendu à l'essai de 500 à 1,500 grammes d'argent aux 100 kilogrammes de plomb d'œuvre; la teneur moyenne

du plomb d'œuvre obtenu à l'usine est de 325 à 350 grammes aux 100 kilogrammes.

Quelques travaux d'exploration ont été commencés dans ces dernières années sur des filons existant en dehors de la concession de Pontgibaud, mais ils ne sont pas encore poussés avec l'activité et avec les capitaux qui seraient nécessaires pour donner aux mines de l'Auvergne l'importance qu'elles devraient avoir.

La situation géologique, l'aspect des affleurements, les travaux faits jusqu'à présent, indiquent pour cette partie de la France une grande analogie avec les mines exploitées dans les environs de Schemnitz en Hongrie. Elle renferme certainement des richesses minérales très-grandes en plomb et en argent, richesses qui attendent pour leur développement des hommes et des capitaux.

Dans l'Aveyron les mines de plomb et d'argent paraissent avoir été jadis exploitées avec une grande activité; les affleurements des filons sont nombreux, ils présentent des caractères favorables, confirmés par quelques explorations faites dans plusieurs d'entre eux à une faible profondeur. Il est à regretter qu'aucune tentative sérieuse n'ait été faite pour reprendre les travaux anciens ou pour mettre en exploitation des filons encore inexplorés. Des échantillons pris dans le voisinage des affleurements ont rendu à l'essai de 125 à 425 grammes d'argent aux 100 kilogrammes de plomb.

Les gangues les plus ordinaires des filons de l'Aveyron sont le quartz et la baryte sulfatée.

Tout autour du massif granitique de la Lozère on connaît, dans les micaschistes, de nombreux affleurements de filons contenant de la galène plus ou moins argenteuse. Plusieurs d'entre eux sont exploités depuis longtemps à Vialas, et les minerais sont traités à l'usine du même nom. Les uns renferment de la galène rendant à

l'essai seulement de 44 à 120 grammes d'argent aux 100 kilogrammes de plomb ; mais le plus grand nombre donne des minerais qui rendent au traitement métallurgique de 400 à 500 et même jusqu'à 600 grammes d'argent aux 100 kilogrammes de plomb d'œuvre.

Aux environs de Villefort plusieurs filons ont été mis en exploitation à diverses reprises, et ont livré des minerais plus ou moins riches en argent. Les travaux ont été suspendus depuis longtemps pour des raisons bien connues, et qui ne permettent pas d'accuser la pauvreté des filons.

Les gangues des filons de la Lozère sont : le quartz, la baryte sulfatée, la chaux et le fer carbonatés, la pyrite de fer et la blende.

Des travaux de recherches ont été dernièrement commencés à Bedouès, Cœurès, dans les environs d'Ispegnac, etc., et ont constaté l'existence d'un grand nombre de filons exploitables.

Dans la Lozère comme en Auvergne, comme dans l'Aveyron et la Bretagne, le sol de la France renferme de grandes richesses minérales, dont l'exploitation pourrait donner des bénéfices certains ; les mines françaises sont abandonnées, tandis que les capitaux se portent avec empressement dans des entreprises lointaines, dont la réussite est souvent presque impossible.

Les Pyrénées françaises contiennent un nombre assez grand de filons de galène, sur lesquels on a fait à diverses reprises des tentatives plus ou moins sérieuses. La mine la plus importante est celle de Sentein, dans laquelle on exploite de la galène peu argentifère, intimement mélangée avec de la blende. En plusieurs autres points, à la Bergarasse, à Argut, à Uls, etc., on n'a fait que des travaux insuffisants pour faire connaître l'importance des gisements.

Les affleurements des filons dans les Pyrénées sont en général placés à des hauteurs tellement grandes que les travaux ne sont possibles que pendant l'été; les transports sont extrêmement onéreux, les combustibles sont très-chers; il faudrait que les minerais fussent très-riches en argent, pour que l'exploitation pût donner de notables bénéfices.

Dans les Alpes françaises plusieurs concessions de galène ont été accordées à diverses époques, des travaux de recherches ont été commencés en différents points, et ont fait connaître l'existence d'un certain nombre de filons exploitables. A Oulles, au Grand-Clos, etc., la galène est pauvre en argent, et pourra rendre de grands services pour le traitement des minerais d'argent des Chalanches. A Largentière la galène est très-riche en argent, les produits de la préparation mécanique, expédiés à Marseille, rendent à l'essai de 320 à 340 grammes d'argent aux 100 kilogrammes de plomb.

Dans beaucoup d'autres points de la France on connaît des filons de galène pauvre ou argentifère, mais il serait inutile de m'étendre sur ce sujet; les détails que je viens de donner suffisent pour prouver que nous n'avons rien à envier aux autres pays pour la richesse de notre territoire en plomb et en argent. La production de la France, très-faible au moment actuel, deviendra très-importante quand les capitaux sérieux se porteront davantage sur les entreprises de mines.

Les combinaisons de l'oxyde de plomb avec différents acides : carbonique, sulfurique, phosphorique, arsénique, molybdique, etc., existent dans un grand nombre de localités aux affleurements des filons et des amas de galène; ce sont, comme je l'ai déjà dit, des minéraux plutôt que des minerais, et ils doivent être soumis aux mêmes procédés de traitement métallurgique que la ga-

Minerais  
oxydes.

lène. On ne connaît jusqu'à présent qu'un petit nombre de gisements importants de carbonate, de sulfate, de phosphate et de molybdate de plomb.

Je n'ai que peu de détails à donner sur ces gisements.

*Carbonate de plomb.* — Le plomb carbonaté est le plus abondant de tous les minerais oxydés : on l'a rencontré en masses considérables à Diepelinchen, près d'Aix-la-Chapelle; dans les environs de Santander, en Espagne, et dans quelques autres localités. A Diepelinchen, il est en amas puissants, placés à la base du terrain houiller, et en relation avec des filons qui traversent le terrain devonien et même en partie le terrain houiller. Le plomb carbonaté présente la texture cristalline, avec l'éclat nacré, un peu gras, qui paraît être particulier à cette espèce minérale. Il est partiellement imprégné de matières bitumineuses, qui lui donnent, par places, une couleur très-foncée. Il est mélangé avec du quartz, de l'argile et du carbonate de zinc.

En Espagne, le carbonate de plomb mélangé de sulfate, à gangue argileuse, existe en plusieurs localités; dans les provinces méridionales on exploite de vastes amas, dans lesquels le minerai oxydé provient bien évidemment de l'altération de la galène. Dans la province de Santander, le carbonate de plomb existe en amas assez puissants, qui paraissent être des produits d'altération de minerais sulfurés, mélanges irréguliers de blende et de galène; il présente la texture terreuse et ne peut être reconnu par son aspect extérieur de la calamine blanche, également terreuse, qui se trouve soit dans les mêmes gîtes, soit dans les amas voisins; la densité seule peut servir à distinguer les deux minerais différents. La gangue la plus ordinaire de ces amas est l'argile. Dans l'abatage, les ouvriers entament en partie les épontes calcaires ou dolomitiques; les minerais extraits con-

tiennent, avec le carbonate de plomb, des proportions variables de calamine, d'argile, de calcaire et de dolomie.

Dans l'Eiffel (Prusse rhénane) on exploite, depuis un certain nombre d'années, des couches très-puissantes de sables à grains de quartz, intercalées entre des bancs de conglomérats. Les sables et les conglomérats sont imprégnés de galène et de plomb carbonaté.

Dans les sables la galène est en mouches très-petites, le plomb carbonaté est en grains jaunâtres, arrondis, très-difficiles à distinguer, même à la loupe, des grains de quartz. Dans les conglomérats, le minerai est bien plus irrégulièrement disséminé et plus condensé : il ne se trouve que par places, là où le conglomérat a été fendillé dans le voisinage des failles, et le carbonate de plomb est en proportion inappréciable.

En général, le plomb carbonaté n'est pas riche en argent quand il est en masses exploitables; aux affleurements des filons de galène argentifère il contient fréquemment plus d'argent que la galène elle-même, ce qu'on peut expliquer par l'entraînement d'une partie du plomb pendant l'altération par les agents atmosphériques, tandis que l'argent reste en entier dans le produit altéré.

*Sulfate de plomb.* — Cette espèce minérale est assez rarement en masses un peu importantes; on ne la connaît en France que dans une seule localité, à Paillères, près d'Alais, et, dans mes nombreux voyages à l'étranger, je n'ai pas eu l'occasion de visiter d'autre gisement analogue.

Le sulfate de plomb de Paillères paraît être le chapeau d'un filon de galène peu argentifère, et le sulfate est plus riche en argent que la galène elle-même. La gangue dominante est l'argile, dont on ne peut séparer qu'une partie à la préparation mécanique.

Le traitement métallurgique du sulfate de plomb est une question nouvelle et d'un intérêt assez grand, parce que l'industrie produit une certaine quantité de sulfates artificiels, dont on n'a pas tiré jusqu'ici un parti suffisamment avantageux. J'aurai soin d'insister dans le second chapitre sur le traitement applicable aux sulfates naturels ou artificiels. La teneur en argent des minerais sulfatés ne complique pas beaucoup la question, parce que l'argent se réunit toujours dans le plomb amené à l'état métallique.

*Phosphates et arséniates.* — Le phosphate et l'arséniate de plomb se présentent presque toujours en cristaux plus ou moins nets aux affleurements des filons de galène; l'arséniate provient de l'altération du sulfure de plomb mélangé avec de la pyrite arsenicale ou du cuivre gris, et sa présence n'a rien de surprenant : il est en quantité plus ou moins grande, en cristaux isolés ou même en masses terreuses, suivant la proportion d'arsenic contenue dans les minerais sulfurés. La présence du phosphate est moins facile à expliquer, puisqu'on le trouve en tête des filons qui ne renferment pas de matière phosphorée : il doit provenir d'actions chimiques des eaux de la surface, chargées d'acide carbonique et de phosphate de chaux, sur le carbonate de plomb, produit pour ainsi dire naturel de l'altération de la galène par les agents atmosphériques. Ces deux minéraux, le phosphate et l'arséniate, doivent être considérés presque toujours comme accidentels, et servent principalement à faire reconnaître la présence du plomb dans des affleurements quartzeux ou barytiques, qui ne contiennent plus ni galène ni plomb carbonaté.

*Chlorophosphate.* — Dans un très-petit nombre de localités, par exemple à Stolberg, près d'Aix-la-Chapelle (Prusse rhénane), on connaît plusieurs filons peu puis-



sants qui renferment, jusqu'à une grande profondeur, du plomb chlorophosphaté, à texture compacte, contenant en mélange intime de l'oxyde de fer, de l'argile et du quartz. Ces filons sont exploités et fournissent de bons minerais oxydés, dont le traitement métallurgique ne présente pas de difficultés sérieuses : on obtient le plomb à l'état métallique presque aussi aisément que si l'on avait à traiter des minerais carbonatés.

Je n'aurai pas besoin d'insister sur ce traitement, qui est un cas trop spécial de la métallurgie du plomb.

Les minéraux et les minerais arséniatés et phosphatés ne contiennent ordinairement que des traces d'argent, même quand ils proviennent de l'altération de galènes argentifères.

*Molybdate de plomb.* — Cette espèce minérale n'a encore été rencontrée en quelque abondance que dans une seule localité, en Allemagne ; elle constitue des masses terreuses assez importantes à l'affleurement de minerais sulfurés, mélanges de blende, de galène et de sulfure de molybdène. Le molybdate est accompagné par les carbonates de plomb et de zinc et par le sulfate de plomb ; le mélange est jaunâtre, terreux, et ne renferme que des traces d'argent. La présence du molybdène en quantité considérable dans un gisement métallique est un fait digne d'être cité ; ce métal, jusqu'ici très-rare en Europe, a dans le commerce une grande valeur, qui provient principalement de sa rareté ; quand on pourra le livrer à des prix raisonnables, il aura de nombreux usages, soit comme métal, soit plutôt à l'état de combinaisons diverses, par les magnifiques couleurs qu'il produit.

*Préparation mécanique.* — L'enrichissement des minerais oxydés par des moyens mécaniques offre, en général, des difficultés très-grandes, principalement quand ils proviennent de l'altération de la galène et présentent

la texture terreuse. Dans l'écrasement entre des cylindres broyeurs, ou sous les pilons des bocards, ils donnent une forte proportion de matières fines, dont une grande partie est perdue dans les lavages.

Le plomb carbonaté en petits grains contenu dans les sables de l'Eiffel, le minerai cristallin de Diepelinehen, et les autres minerais analogues, c'est-à-dire ne provenant pas d'altération, se laissent enrichir plus facilement, et leur préparation mécanique ne fait pas éprouver des pertes trop considérables.

## § 2.

### Minerais d'argent.

Les espèces minérales de l'argent sont nombreuses; elles existent dans un grand nombre de localités, quelquefois en quantités et en masses considérables, le plus souvent disséminées en très-faible proportion dans des matières terreuses ou dans des minerais métalliques.

J'adopterai la classification suivante pour les minerais :

1° *Argent natif*. — L'argent à l'état natif accompagne presque toujours les autres espèces minérales. Il est isolé et on l'exploite dans un certain nombre de mines : à Kongsberg, dans les filons du lac Supérieur, dans l'Amérique du Sud, etc.

A Kongsberg, il se présente en masses ramifiées, parfois considérables, enchevêtrées dans une gangue de ehlorite, de calcaire spathique, à larges lamelles, ou même en cristaux parfaitement définis. Au lac Supérieur, l'argent existe en proportion plus ou moins grande dans tous les filons de cuivre natif : le plus ordinairement il est mélangé intimement avec le cuivre,

sans que les deux métaux soient combinés chimiquement; mais on le rencontre également isolé du cuivre, soit en petits grains disséminés dans la gangue chloritique des filons, soit en masses ramifiées dans le calcaire spathique à grandes lamelles, absolument comme à Kongsberg.

Dans l'Amérique du Sud, on rencontre l'argent natif disséminé plus ou moins irrégulièrement dans tous les minerais d'argent.

En Europe, on a trouvé l'argent natif en filaments déliés ou en plaquettes extrêmement minces, dans des veines latérales de filons métalliques, accompagnant les minerais de nickel et de cobalt, les cuivres gris, la galène, etc., en France, en Saxe, en Hongrie, etc.; mais ces gisements sont loin d'avoir l'importance de ceux de Kongsberg et du lac Supérieur.

2° *Argent sulfuré, antimoné, arsénié; argent rouge.* — Ces espèces minérales sont très-répandues dans la nature; elles existent en Europe dans un grand nombre de filons, associées avec de l'argent natif et souvent accompagnées de divers minerais métalliques: blende, galène, sulfure d'antimoine, cuivre gris, minerais de nickel et de cobalt. Elles se présentent en bien plus grande abondance dans l'Amérique du Sud et au Mexique, et constituent la classe de minerais qu'on appelle les *minerais noirs*, qui ont besoin d'un grillage préalable avant d'être traités par amalgamation. Ces mines ont produit et produiront encore pendant longtemps la plus grande partie de l'argent mis en circulation: elles renferment une variété très-remarquable de minerais plus ou moins riches, contenant l'argent sous tous les états chimiques, soit seul, soit mélangé avec d'autres minerais métalliques et les gangues terreuses les plus diverses.

Ces minerais d'argent renferment assez fréquemment

de l'or, qui se trouve probablement à l'état natif. Ce métal paraît accompagner fréquemment les pyrites de fer; il existe toujours en proportion notable dans les minerais d'argent, quand ces derniers sont mélangés avec des pyrites, intactes ou altérées plus ou moins complètement par les agents atmosphériques.

La richesse des minerais d'argent est extrêmement variable, suivant la proportion des gangues terreuses ou métalliques, et généralement on ne peut utiliser que le cassage au marteau et le triage à la main pour séparer les parties stériles; on ne peut soumettre les minerais pulvérisés aux opérations ordinaires de la préparation mécanique sans perdre une très-forte proportion de l'argent. Cette observation s'applique particulièrement aux espèces minérales qui renferment de l'arsenic et de l'antimoine; elles se divisent aisément sous le choc des pilons des bocards en lamelles extrêmement fines, qui flottent en partie à la surface de l'eau et sont entraînées dans les lavages avec les matières stériles. J'ai déjà fait la même observation en parlant des galènes très-argentifères; la préparation mécanique fait perdre une très-forte proportion de l'argent quand on cherche à pousser un peu loin l'enrichissement des minerais.

3° *Argent chloruré*. — Cette espèce minérale a été constatée dans un grand nombre de filons renfermant les autres minerais d'argent; mais ordinairement dans des parties des filons différentes de celles qui contiennent les sulfures et les arséniures. Presque toujours il est disséminé dans des gangues terreuses et ferrugineuses, contenant de l'argile, du quartz, des calcaires, de la baryte, et plus ou moins colorées par de l'oxyde de fer. Il est souvent accompagné de bromure ou d'iode d'argent et d'argent natif.

Il existe dans la partie nord du filon d'Huelgoet, en

Bretagne, et constitue le minéral qu'on appelle les *terres rouges*, dont la teneur en argent varie entre des limites très-étendues; on enrichit les minerais sortant de la mine par une préparation mécanique; on les amène à une teneur assez élevée pour que le traitement pour argent des sables lavés soit suffisamment rémunérateur; mais on perd certainement une très-forte proportion de l'argent contenu. Dans plusieurs parties du filon le chlorure est accompagné de sulfures métalliques: blende, galène, pyrite de fer, et probablement aussi des espèces minérales de l'argent contenant du soufre, de l'antimoine et de l'arsenic.

En Espagne, le chlorure d'argent paraît avoir existé en masses considérables dans les anciennes mines de Guadalcanal; j'ai eu à ma disposition des échantillons provenant de ces mines et pesant plusieurs kilogrammes, rendant à l'essai 45 pour 100 d'argent.

Au Chili, au Pérou, au Mexique, on connaît des gisements très-nombreux et très-importants<sup>1</sup> de chlorures, bromure ou iodure d'argent, presque toujours accompagnés d'argent natif ou même d'amalgame d'argent. La plupart des filons contiennent, à une profondeur plus ou moins grande, l'argent combiné avec le soufre, l'arsenic et l'antimoine.

Les gangues dans lesquelles sont disséminés les chlorures et l'argent natif sont ordinairement terreuses: sable, argile, carbonate de chaux, sulfate de baryte, plus ou moins colorées par de l'oxyde de fer; quelques filons cependant donnent des minerais chlorurés mélan-

<sup>1</sup> On est probablement bien loin de connaître tous les filons riches en argent de l'Amérique. Ils paraissent exister sur toute la côte du Pacifique depuis le Chili jusqu'au Mexique; d'un autre côté, la plupart des mines jadis célèbres, maintenant abandonnées à la suite des guerres, des révolutions, ou par suite d'un mauvais système d'exploitation, contiennent probablement encore de grandes richesses qui pourront être un jour utilisées.

gés avec des pyrites de fer et de cuivre, plus ou moins altérées par les eaux descendues de la surface.

Les minerais sulfurés, arseniés et antimoniés sont presque toujours intimement mélangés avec des sulfures métalliques : blende, galène, pyrites de fer et de cuivre, etc.

Dans l'Amérique du Sud et au Mexique les minerais sont soumis à la préparation mécanique malgré les pertes considérables qu'entraînent les opérations.

4° *Tellurure d'argent*. — Ce minerai n'a encore été trouvé que dans les filons de la Hongrie et de la Transylvanie : il renferme presque toujours de l'or et du plomb, et la valeur de l'or dépasse celle de l'argent ; on doit donc le considérer comme un minerai d'or. Il est disséminé en veinules ou en nids dans une gangue quartzeuse, calcaire et barytique, et souvent accompagné de pyrites de fer, de blende, de galène et de sulfure d'antimoine.

### § 3.

#### **Production du plomb et de l'argent.**

Il est extrêmement difficile de connaître exactement la production de ces deux métaux dans les différents Etats du monde ; on pourrait relever pour l'Europe des nombres approximatifs dans les tableaux de statistique publiés annuellement, mais on manque de données certaines pour la partie la plus intéressante de la question, c'est-à-dire pour l'argent produit dans l'Amérique du Sud, dans l'Amérique centrale, au Mexique, et même dans les Etats de l'Union.

Je pense qu'on peut évaluer à 150,000 tonnes environ la production annuelle du plomb et des litharges : dans

ce nombre l'Angleterre figure au moins pour 70,000 tonnes, et l'Espagne pour 34,000; les Etats-Unis produisent environ 17,000 tonnes.

La valeur commerciale du plomb et des litharges est très-variable : pour le plomb, on peut adopter le chiffre de 500 francs la tonne, comme représentant en moyenne le prix payé aux usines; la valeur du métal pur, dans le commerce, est très-fréquemment plus élevée; dans certains moments elle a dépassé 600 francs; rarement elle est tombée au-dessous de 400 francs. Les prix des litharges sont toujours plus variables et généralement plus élevés que ceux du plomb; ils dépendent de leur pureté et de leur aspect, mais principalement des demandes du commerce. Les litharges rouges en belles paillettes sont vendues à Paris de 700 à 800 francs la tonne, tandis que les litharges jaunes sont payées, aux mêmes époques, de 650 à 720 francs la tonne.

Les litharges rouges sont vendues en paillettes, séparées autant que possible des grains et des grenailles de plomb; les litharges jaunes sont livrées en morceaux, tels que les donne la coupellation, en grains ou même en poudre impalpable. Les grains sont produits par le simple écrasement sous les pilons d'un bocard, ou entre des cylindres. La poudre impalpable est obtenue par une véritable préparation mécanique.

La vente des litharges est souvent difficile. Les acheteurs les payent ordinairement très-cher, tandis que les usines ont de la peine à faire des marchés acceptables pour écouler toute leur production à des prix suffisants : le commerce demande tantôt des paillettes, tantôt des grains, tantôt de la poudre impalpable; dans tous les cas, les litharges impures, et celles qui contiennent du cuivre, ont une valeur inférieure à celle des litharges pures.

Les prix de vente sur le marché sont soumis à de grandes variations et diffèrent en général beaucoup de la valeur qui peut être attribuée aux litharges dans les établissements qui les produisent ; la différence est très-grande pour certaines usines, en raison des frais de transport, des frais de commission pour la vente, etc. J'admettrai pour la comparaison des méthodes métallurgiques que les litharges jaunes et rouges ont, prises aux usines, la valeur moyenne de 550 francs par tonne, la valeur du plomb étant de 500 francs.

La production de l'argent est actuellement de 4,100 tonnes environ ; d'après des renseignements statistiques dont l'exactitude n'est cependant pas hors de doute,

|                                |                      |   |
|--------------------------------|----------------------|---|
| Le Mexique produirait près de  | 650 tonnes d'argent. |   |
| Le Pérou.....                  | 110                  | — |
| Le Chili.....                  | 110                  | — |
| La Bolivie.....                | 50                   | — |
| Les divers États de l'Europe.. | 180                  | — |

La production de l'Amérique du Sud pourrait devenir bien plus forte qu'elle ne l'est maintenant, si les guerres et les révolutions ne venaient paralyser presque à chaque instant les efforts de l'industrie.

L'argent est livré au commerce sous forme de lingots, dont le titre varie entre 997 et 999 millièmes : sa valeur moyenne, sur le lieu même de la production, est de 217 à 220 francs le kilogramme. Le kilogramme d'argent pur vaut 222 francs.



## CHAPITRE II.

### CONSIDÉRATIONS GÉNÉRALES SUR LES DIVERSES MÉTHODES EMPLOYÉES POUR LE TRAITEMENT DES MINÉRAIS DE PLOMB ARGENTIFÈRES.

---

L'exploitation des minerais de plomb, leur traitement métallurgique, la séparation de l'argent d'avec le plomb, remontent aux âges les plus reculés : dans bien des pays les méthodes primitives peuvent se reconnaître encore dans les procédés suivis de nos jours, bien que ces méthodes aient été modifiées et perfectionnées progressivement. Les progrès de l'industrie, le développement du génie commercial des différents peuples, ont fait naître des procédés nouveaux, introduisent chaque jour des modifications économiques, mais ils n'ont pas encore fait disparaître partout les traditions de l'ancienne métallurgie.

Il y aurait un grand intérêt historique à décrire toutes les méthodes connues, et à mettre en lumière les changements successifs qu'a subis le traitement des minerais de plomb et d'argent. Cette description m'entraînerait bien au delà du cadre que je me suis tracé ; je ne signalerai que les procédés les plus importants, en choisissant ceux qui permettent d'exposer les diverses réactions chimiques sur lesquelles est fondée l'extraction du plomb et de l'argent de leurs minerais. Dans le but de simplifier la description des usines choisies comme exemples, je commencerai par présenter des considérations générales sur les diverses méthodes appliquées aux minerais qui renferment en même temps du plomb et de l'argent.

Je passerai rapidement sur le traitement des minerais non argentifères, parce que les opérations qu'il comprend sont à peu près identiques avec celles qui sont nécessaires pour produire du plomb d'œuvre avec les minerais contenant de l'argent.

J'ai distingué, dans le chapitre précédent, deux classes principales : 1° les minerais sulfurés ; 2° les minerais oxydés.

Je vais d'abord considérer la première, à laquelle se rapporte la majeure partie des minerais traités ; je m'arrêterai moins longtemps sur la seconde, qui est relativement moins importante ; je ne m'occuperai, en premier lieu, que de la partie du traitement, dont le but est la production du *plomb d'œuvre* ; j'exposerai ensuite les divers modes de coupellation et la cristallisation.

## § 1.

### Traitement des minerais sulfurés.

Les galènes plus ou moins argentifères sont traitées par deux méthodes bien différentes : dans l'une on opère dans des fours à réverbère, dans l'autre on emploie des fours à tuyère. Chacune d'elles présente de nombreuses variétés, qui dépendent de la nature et de la richesse des minerais, aussi bien que des conditions diverses dans lesquelles les usines sont placées. Je vais considérer dans ce paragraphe les points les plus importants et les réactions chimiques principales des opérations, à la suite desquelles on obtient le plomb d'œuvre.

Traitement  
des galènes  
au four  
à réverbère.

On traite au réverbère les galènes très-riches en plomb, contenant, comme gangues principales : le carbonate de chaux, le sulfate de baryte, ou la blende, c'est-à-dire des matières qui empêchent la fusion des composés oxy-

général du plomb. On ne peut réussir à traiter, sans employer le fer métallique, les minerais à gangues quartzeuses ou argileuses; pour les galènes pauvres, l'emploi du réverbère n'est jamais économique.

Ces conclusions sont le résultat d'une longue suite d'expériences faites dans un grand nombre d'usines, et à diverses époques. Les explications que je vais présenter feront, je l'espère, comprendre leur exactitude.

On doit distinguer deux variétés, on peut même dire deux méthodes différentes de traitement au réverbère des galènes riches en plomb :

A. — *Traitement par réactions*, dans lequel on obtient la majeure partie du plomb sans faire intervenir aucun réactif autre que l'oxygène encore libre, contenu dans les flammes du four.

B. — *Traitement par le fer*, dans lequel on enlève le soufre au plomb par le fer métallique, employé comme réactif principal de l'opération.

La première méthode s'applique, avec des variétés infinies, aux galènes riches à gangues calcaire, barytique ou blendeuse; la seconde a été quelquefois employée pour les galènes riches à gangues de quartz ou d'argile, mais on a dû l'abandonner presque partout, à cause de la grande dépense qu'entraîne l'emploi du fer adopté comme désulfurant.

Le procédé de traitement par réactions est employé dans un grand nombre d'usines; le mode d'application, la forme et les dimensions du four, les détails de l'opération, présentent des différences très-grandes, mais les réactions qui amènent la majeure partie du plomb à l'état métallique sont partout les mêmes; je n'ai par conséquent pas besoin de considérer les divers cas particuliers. Je ne ferai, pour l'exposé général de la méthode, aucune hypothèse spéciale sur la forme du four; je sup-

A.  
Traitement  
par  
réactions.

poserai le traitement fait dans un réverbère ordinaire dont la sole présente une inclinaison vers un bassin extérieur, et dans lequel les flammes sont maintenues oxydantes pendant toute la durée de l'opération.

*Opération.* — L'opération entière se divise en trois périodes : dans la première, on produit l'oxydation d'une partie du sulfure de plomb et sa transformation en oxyde et en sulfate; dans la seconde, on fait réagir le sulfure sur l'oxyde et le sulfate de plomb, ce qui produit de l'acide sulfureux et du plomb métallique; dans la dernière, on cherche à retirer encore un peu de plomb des matières demi-fondues qui se trouvent sur la sole, en les traitant par de la chaux ou par du charbon : les résidus de l'opération sont assez fortement agglomérés pour qu'on puisse ensuite les passer aisément dans un four à manche.

*Première période.* — On étend sur la sole la charge de galène réduite en sable fin; on chauffe progressivement jusqu'au rouge sombre, en ayant soin d'exposer successivement toutes les parties du minerai à l'action oxydante des flammes, et de régulariser autant que possible l'élévation de la température. Pendant toute la durée de cette période d'oxydation, on doit éviter l'agglomération qui s'opposerait aux progrès ultérieurs de l'action oxydante. Il se produit de l'oxyde et du sulfate de plomb, des sulfates de zinc et de chaux, dans le cas de gangues blendeuse ou calcaire. Je reviendrai, du reste, sur l'influence des gangues, et je vais d'abord en faire abstraction, afin de ne pas compliquer l'exposé général.

On doit terminer la première période, arrêter l'oxydation, quand il reste encore dans la charge une proportion de sulfure de plomb assez grande pour réagir facilement et complètement sur les composés oxydés.

La durée de cette première période est variable avec le poids et la richesse du minerai chargé, et avec la dis-

position du four plus ou moins favorable à une oxydation rapide; elle est nécessairement plus courte quand on traite des minerais en partie altérés, et contenant déjà du carbonate de plomb.

*Seconde période. Réactions.* — On charge du combustible sur la grille, de manière à rendre les flammes moins oxydantes, et on porte rapidement les matières à la température du rouge cerise, à laquelle peuvent commencer les réactions. Dès que ce point est atteint, on brasse fortement avec un ringard, afin d'amener en contact intime le sulfure avec l'oxyde et le sulfate de plomb. Les réactions chimiques entre ces composés produisent de l'acide sulfureux et du plomb métallique; ce dernier coule dans le bassin extérieur, et par là se trouve soustrait à l'action de la chaleur, qui ferait perdre par volatilisation une partie du métal.

Quand le plomb cesse de couler, les matières sont au rouge cerise et déjà notablement agglomérées; elles contiennent encore du sulfure de plomb en excès, un peu d'oxyde et de sulfate, qui n'ont pas participé aux réactions; on ouvre les portes latérales afin d'abaisser un peu la température du four, et aussi dans le but de rendre l'action oxydante plus énergique; on laisse se produire une nouvelle quantité d'oxyde et de sulfate de plomb par l'oxydation du sulfure.

On donne un nouveau coup de feu, terminé encore par un brassage, qui fait couler dans le bassin extérieur une nouvelle quantité de plomb.

On continue de cette manière par alternances de grillages, de coups de feu et de brassages, tant qu'on peut faire couler du plomb, et tant que les matières n'entrent pas en fusion trop liquide.

La durée de ces grillages et de ces réactions est de plus en plus courte, et la température de plus en plus

élevée; la quantité de plomb que produisent les brassages successifs diminue très-rapidement.

On doit arrêter la seconde période dès que les matières commencent à couler, parce qu'alors les grillages et les réactions ne peuvent plus avoir lieu.

La durée totale de la seconde période, la quantité du plomb produit avec un minerai pur, sont très-variables; elles dépendent principalement de l'habileté de l'ouvrier, et des soins qu'il apporte aux diverses phases de l'opération.

*Troisième période.* — Les matières presque complètement fondues, résidus des réactions, contiennent : de l'oxyde de plomb libre et combiné avec de l'acide sulfurique et avec de la silice prise à la sole; une petite quantité de sulfure de plomb, dont l'état chimique est difficile à établir; entouré de combinaisons oxydées fondues, il ne réagit pas sur elles, comme il le fait à une température plus basse et quand l'état de fusion n'est pas aussi prononcé. On ne peut expliquer ce phénomène que de deux manières :

Le sulfure est combiné avec l'oxyde de plomb, formant un oxysulfure, dont la composition n'a pas encore été déterminée; la combinaison des deux corps empêche la réaction chimique qui produit le plomb métallique pendant la seconde période;

Le sulfure n'est pas dissous dans les composés oxydés en fusion, et fondu lui-même, il n'est pas mouillé par eux, ce qui empêche l'intimité du contact nécessaire aux réactions chimiques.

La seconde explication me paraît être la plus rationnelle, car il y a une véritable impossibilité dans la première : on ne peut admettre que des corps, qui agissent les uns sur les autres avec une si grande facilité dès qu'ils sont en contact intime, peuvent se combiner sans

décomposition à une température plus élevée <sup>1</sup> que celle à laquelle commence leur réaction.

J'admets la seconde explication, et je crois qu'on doit considérer les résidus de la seconde période comme des mélanges, en proportions très-variables, de sulfure, d'oxyde, de sulfate et de silicate de plomb, qui ne peuvent plus se décomposer mutuellement, parce que, bien que fondus et mélangés, ils ne sont pas en contact intime.

On en retire encore, dans le four à réverbère, une certaine quantité de plomb par le *ressuage*, qui constitue la troisième période. Cette partie de l'opération se fait de deux manières différentes, en mélangeant sur la sole des escarbilles ou de la chaux avec les matières presque fondues.

*Emploi du charbon.* — On jette sur la sole quelques pelletées d'escarbilles, on brasse fortement, on donne un coup de feu, on brasse de nouveau, et on continue tant que l'action du charbon fait couler du plomb.

Le charbon agit sur l'oxyde libre et sur le sulfate, en donnant du plomb métallique; la réduction n'est pas complète, parce que le contact du réductif n'est pas intime. Le gaz qui se dégage dans cette réduction boursouffle les matières et les rend poreuses, détruit par conséquent, au moins en partie, l'état physique des matières qui s'opposait aux réactions du sulfure sur les combinaisons oxydées. On peut donc, par un nouveau coup de

<sup>1</sup> Il est bien entendu que je ne parle ici que du cas particulier du sulfure et des composés oxydés du plomb. La chimie offre un grand nombre d'exemples de changement complet des réactions que deux sels exercent l'un sur l'autre à des températures différentes. Ces changements peuvent toujours être expliqués par des raisons chimiques, par les propriétés des sels considérés, ou des sels qui peuvent provenir d'une double décomposition. Les propriétés de l'oxyde, du sulfure et du sulfate de plomb ne permettent pas d'admettre que l'élévation de la température puisse seule empêcher la réaction qui a lieu au rouge cerise.

feu et par un brassage, déterminer encore partiellement ces réactions, et faire couler un peu de plomb.

Les crasses qui restent sur la sole, quand le ressuage est terminé, sont retirées du four, et doivent être traitées au four à manche, comme je l'indiquerai bientôt. Elles contiennent peu de plomb quand les opérations ont été bien conduites, mais elles renferment toujours de l'argent quand les minerais traités sont argentifères.

*Emploi de la chaux.* — On jette sur la sole quelques pelletées de chaux caustique en poudre, et on brasse avec un ringard, de manière à incorporer la chaux dans les matières presque fondues. Ce brassage fait couler une certaine quantité de plomb; quand il ne s'en produit plus, on retire les crasses du réverbère et on les conserve pour les passer plus tard au four à manche.

La chaux refroidit beaucoup les matières, leur enlève leur fusibilité et les ramène à l'état simplement spongieux, qui permet de produire encore les réactions entre le sulfure et les combinaisons oxydées par un brassage peu prolongé. Cette action, pour ainsi dire mécanique, n'est pas la seule qu'exerce la chaux : elle agit chimiquement sur le sulfate, sur le silicate et sur le sulfure; aux deux premiers elle enlève une partie de leur acide; au sulfure elle prend une partie du soufre, en produisant du plomb métallique et du sulfate de chaux. Le contact des flammes oxydantes est nécessaire à cette dernière action; on peut s'en convaincre aisément en faisant l'expérience suivante : on chauffe au rouge, dans un creuset bien fermé, un mélange intime de chaux et de galène, il ne se produit pas de plomb métallique, la galène n'éprouve d'autre altération que la décomposition et la volatilisation partielles qui correspondent à la température de l'expérience; la chaux n'agit qu'en empêchant la fusion. Si, au contraire, on découvre en partie le



creuset, pendant qu'il est porté au rouge, on obtient, à la surface de la matière non fondue, du sulfate de chaux et des globules de plomb métallique; l'action pénètre d'autant plus profondément dans la masse qu'on laisse plus longtemps le creuset découvert pendant l'expérience.

D'après ces observations, l'emploi de la chaux est plus avantageux dans le ressuage des oxysulfures, quand ces matières contiennent encore beaucoup de sulfure de plomb; celui du charbon doit être préféré dans le cas contraire, c'est-à-dire quand les crasses contiennent plus de sulfate, de silicate et d'oxyde de plomb que de sulfure. Pour des galènes pauvres en argent, le choix entre les deux réactifs du ressuage dépend de la conduite des deux premières périodes et de la composition des crasses plumbeuses fondues; mais pour les minerais argentifères, le choix dépend principalement de la teneur en argent.

Quand on a employé la chaux, les dernières crasses, destinées au four à manche, ne contiennent que très-peu de sulfure de plomb; elles sont composées principalement d'oxydes, de sulfates et de silicates de plomb et de chaux, et par conséquent ne retiennent qu'une proportion d'argent extrêmement faible. Les dernières crasses obtenues par l'emploi du charbon pour le ressuage contiennent encore une quantité notable de sulfure, et retiennent plus d'argent. Il y a évidemment un grand intérêt à laisser le moins possible d'argent dans les crasses, et à obtenir la plus grande partie du métal précieux dans le plomb d'œuvre donné par le four à réverbère; il en résulte que pour le traitement des galènes argentifères on doit toujours employer la chaux dans le ressuage, et que le charbon ne doit être adopté que pour les minerais qui ne contiennent pas, ou, du moins, qui ne contiennent que très-peu d'argent.

La conduite des deux premières périodes est à peu près la même pour les minerais argentifères et pour ceux qui ne contiennent pas d'argent, car on doit chercher à perdre le moins possible de plomb, et à obtenir des crasses en très-petite quantité. Dans le ressuage seulement, il y a une différence pour le traitement des deux classes de minerais et dans l'emploi du réactif employé. La chaux convient aux deux cas, le charbon ne peut être adopté que dans le ressuage des minerais non argentifères.

*Produits.* — Le traitement des minerais purs par cette méthode donne seulement deux produits : le plomb qui coule pendant les deux dernières périodes dans le bassin extérieur ; les crasses de ressuage retirées du four à la fin de l'opération.

Le plomb brut est toujours assez impur, parce qu'il entraîne une petite quantité de toutes les matières solides qui sont sur la sole ; la fluidité qu'il conserve dans le bassin extérieur n'est pas assez grande pour que ces matières puissent toutes venir nager à la surface du métal ; on doit purifier le plomb, avant son entière solidification, en y plongeant des menues branches de bois, dont la décomposition produit du gaz ; leur dégagement donne lieu à un bouillonnement qui amène à la surface les matières solides tenues encore en suspension. On écume ensuite la surface du métal, on puise à la cuiller et on verse dans des lingotières. Le plomb ainsi obtenu contient la presque totalité de l'argent des minerais ; il peut être passé directement soit à la cristallisation, soit à la coupellation. Quand on traite des minerais ne renfermant pas d'argent, le plomb peut être livré directement au commerce.

Les crasses ont une composition et une richesse variables avec le réactif employé pour le ressuage et les soins apportés à toute l'opération.

Pour les minerais non argentifères, les crasses ont été appauvries par l'action du charbon; elles contiennent encore un mélange d'oxyde, de sulfure, de silicate, et même de sulfate de plomb; elles renferment en outre quelques escarbilles, dont l'action n'a pas été complète, et qui n'ont pas eu le temps de brûler dans le réverbère à la surface des crasses demi-fondues. Quand les opérations ont été bien conduites, les crasses produites par des minerais très-purs sont en quantité absolue très-faible; on peut perdre le plomb qu'elles contiennent, et ne pas les soumettre à un traitement ultérieur au four à manche. Les frais entraînés par cette seconde opération dépasseraient la valeur du métal qu'on pourrait retirer des crasses.

Quand on traite des minerais argentifères, on emploie de préférence la chaux pour le ressuage; les crasses obtenues sont pauvres en plomb et en argent, mais cependant leur teneur est ordinairement assez élevée pour qu'on ne les puisse pas jeter; elles contiennent, en mélange plus ou moins intime, de la chaux libre et combinée avec la silice et l'acide sulfurique; de l'oxyde de plomb, sous les mêmes états de combinaison; du sulfure de plomb en proportion variable, mais ordinairement très-faible. Leur texture est spongieuse et convient parfaitement au traitement au four à manche. Leur teneur en argent dépend principalement de la proportion de sulfure de plomb qu'elles renferment, et pour cette raison on doit chercher, pendant le ressuage, à décomposer, autant que possible, par l'action de la chaux, le sulfure de plomb qui reste encore après la seconde période.

*Observation.* — Les fours à réverbère dans lesquels on traite les minerais de plomb par la méthode que je viens d'exposer, ne se détériorent que très-lentement; cepen-

dant on doit les réparer fréquemment, parce que les opérations ne peuvent être convenablement conduites que si les fours sont en parfait état. Sous ce rapport, la métallurgie du plomb diffère beaucoup de celle du cuivre. Dans cette dernière, on se sert des fours de grillage et de fusion, tant qu'ils peuvent supporter le feu, tant qu'on peut y produire, même aux dépens d'une forte consommation de combustibles, la température nécessaire aux réactions du grillage, ou à la fusion du métal, des mattes et des scories. Dans le traitement des minerais de plomb, les résultats économiques, et surtout une faible volatilisation du plomb, ne peuvent être obtenus que si les fours ont rigoureusement les dimensions qu'une longue expérience a fait connaître, et qui permettent de régulariser et de modérer convenablement les réactions et la température. Ce fait doit frapper immédiatement les ingénieurs qui visitent des usines à cuivre et à plomb, dans lesquelles on emploie les réverbères : dans les premières, plusieurs appareils sont dans un état tel qu'on comprend à peine qu'on puisse les utiliser encore; dans les secondes, tous les fours sont maintenus presque neufs.

*Fumées.* — Dans ce qui précède, je n'ai pas considéré spécialement la perte en plomb provenant de la volatilité du métal et de celle des sulfures, mais elle est trop grande pour qu'on puisse la négliger. Le sulfure de plomb est décomposé partiellement par l'action de la chaleur seule et laisse volatiliser une petite quantité de plomb. Cette première cause de perte peut être presque écartée quand on conduit le grillage à une température progressivement élevée, en faisant arriver sur la sole une proportion d'air assez grande pour que l'oxydation du sulfure de plomb précède sa décomposition par l'action de la chaleur seule. Pendant la première période de l'opération, quand elle est conduite avec les soins conve-

nables, la perte par volatilisation peut être considérée comme négligeable; il y a cependant une perte notable en plomb pendant cette période, par suite de l'entraînement des matières fines par le courant des gaz, soit pendant le chargement lui-même, soit pendant le travail au râble et à la spadelle.

Dans la seconde période et dans le ressuage, la température est de plus en plus élevée, le plomb est amené à l'état métallique, une partie est volatilisée, malgré la précaution adoptée de laisser couler hors du four le métal à mesure qu'il est produit. La fraction du plomb ainsi volatilisée est très-variable avec l'habileté des ouvriers; elle est très-faible quand ils parviennent à produire la majeure partie du plomb dans la première réaction, c'est-à-dire à pousser l'oxydation jusqu'au point où il reste sur la sole la quantité de sulfure presque exactement nécessaire à la réaction complète sur l'oxyde et sur le sulfate de plomb produits par le grillage. Au moment de la première réaction, la température n'est pas assez élevée pour volatiliser beaucoup de plomb; dans les réactions ultérieures, on n'a dans le four qu'une très-petite partie du plomb contenu dans la charge, et par conséquent la perte par volatilisation, rapportée au minerai lui-même, n'a plus une grande importance.

Les matières fines entraînées et la vapeur de plomb se transforment entièrement en oxyde, en sulfate et en carbonate de plomb, au contact des gaz contenant des acides sulfureux et carbonique et de l'oxygène encore libre.

L'argent est toujours partiellement entraîné avec le plomb, mais dans une proportion beaucoup plus faible; la perte d'argent paraît être due à deux causes principales: la volatilisation du métal, qui se produit en même temps que celle du plomb; l'entraînement des matières

finies de la charge, pendant les premières heures de l'opération.

Il est toujours important de recueillir les *fumées*, en forçant les gaz et les flammes qui sortent des réverbères à traverser une série de canaux et de chambres de condensation. Le développement de ces appareils dépend nécessairement de la consistance de l'usine et de la quantité de minerais qu'on traite en temps ordinaire ; mais, dans le cas même d'une faible production, on ne doit jamais reculer devant les dépenses qu'entraîne l'établissement de canaux et de chambres dans lesquels on puisse recueillir une grande partie du plomb et de l'argent entraînés hors des fours.

Les fumées contiennent presque tout le plomb à l'état d'oxyde, de carbonate et de sulfate ; elles ne renferment ordinairement que très-peu de sulfure : l'argent se trouve dans les fumées probablement à l'état métallique ; je dis *probablement*, parce qu'il est impossible de déterminer nettement, par des caractères chimiques, l'état de l'argent dans des matières qui en contiennent si peu.

*Considérations générales.* — En exposant la méthode générale de traitement des galènes pures au réverbère, j'ai dû énoncer les réactions chimiques en même temps que la marche de l'opération ; il me reste encore à présenter quelques considérations sur les difficultés du traitement, et sur l'influence des gangues terreuses ou métalliques, qui accompagnent habituellement la galène.

La réaction chimique du sulfure de plomb sur l'oxyde, le carbonate et le sulfate, qui est la base de la méthode que je considère maintenant, peut être produite avec une grande netteté dans les laboratoires. En chauffant dans un creuset, à l'abri des gaz oxydants et réductifs,

un mélange intime de sulfure, d'oxyde, de carbonate ou de sulfate, dans des proportions exactement calculées, on obtient la totalité du plomb à l'état métallique ; tout le soufre se dégage à l'état d'acide sulfureux, l'acide carbonique est entièrement mis en liberté.

Dans le traitement de la galène au réverbère, la réaction ne peut pas avoir la même netteté : on doit produire les combinaisons oxydées du plomb par le grillage partiel de la galène, les proportions des divers composés ne peuvent pas être exactes ; il est de même impossible d'obtenir leur mélange intime.

La totalité du plomb ne peut être amenée à l'état métallique par une seule réaction ; il faut procéder par grillages et brassages successifs, en ayant soin de laisser dans les matières plumbeuses, qui restent sur la sole après chaque réaction partielle, une quantité de sulfure de plomb assez grande pour qu'on puisse continuer l'opération. La température s'élève très-rapidement, les matières s'agglomèrent de plus en plus, et prennent, au bout de peu de temps, un état de fusion pâteuse qui s'oppose à l'oxydation aussi bien qu'aux réactions chimiques du sulfure sur les composés oxydés. Il faut alors changer le mode de travail, réduire une partie de l'oxyde de plomb par le charbon, ou détruire une partie du sulfure par l'action de la chaux.

Il est d'une très-grande importance d'obtenir la majeure partie du plomb au premier brassage, car dans les phases ultérieures de l'opération on perd beaucoup plus de métal par volatilisation. La proportion du plomb, contenu dans la charge, qu'on obtient à la suite du premier coup de feu, dépend principalement de l'habileté de l'ouvrier, du soin qu'il apporte à son travail. Lui seul peut, à force d'attention et à la suite d'une longue expérience, produire, pendant la première période, un

mélange presque intime de sulfure et d'oxyde ou de sulfate, et arrêter l'oxydation pour déterminer la première réaction au moment précis où il ne reste plus qu'un très-faible excès de sulfure; la réaction elle-même n'est à peu près complète que si l'ouvrier conduit convenablement le coup de feu et le brassage. Le reste de l'opération, le grillage et les réactions des matières agglomérées et même presque fondues, le ressuage, offrent également des difficultés très-grandes, que l'ouvrier ne peut surmonter que par un travail presque continu, très-pénible en raison de la température élevée à laquelle le four est porté. Aucune surveillance ne peut servir au contrôle efficace du travail, ni remplacer, même en partie, l'habileté spéciale des ouvriers.

Il est par conséquent indispensable d'intéresser les ouvriers à la réussite des opérations, en les payant à l'entreprise, d'après le rendement en métal des minerais d'une teneur déterminée.

La réaction du sulfure de plomb sur les composés oxydés n'est pas en réalité la seule qui produise le métal; les outils en fer sont presque constamment en contact avec les matières en élaboration, et réduisent une partie très-notable de l'oxyde, et même du sulfate et du sulfure; leur action devient plus énergique à mesure que la température est plus élevée et que le contact devient plus intime et plus prolongé, par suite de la fusion des matières. Cette action des outils ne doit pas être négligée; ils s'usent très-rapidement et leurs réparations forment une fraction notable des frais que nécessite l'opération entière.

Influence  
des gangues  
terreuses  
et  
métalliques.

Les minerais parfaitement purs, pour lesquels j'ai donné les explications qui précèdent, sont pour ainsi dire une exception; presque toujours la galène soumise au traitement métallurgique est mélangée de matières



diverses, terreuses ou métalliques. La plupart des gangues ont une grande influence sur les réactions chimiques qu'on cherche à produire, sur la composition et la richesse des crasses, résidus du traitement au réverbère. Avant d'étudier cette influence, je dois insister de nouveau sur ce que j'ai avancé au commencement du paragraphe : les galènes très-riches, renfermant peu de gangues, peuvent seules être traitées dans les réverbères par les méthodes fondées sur la réaction du sulfure sur l'oxyde et sur le sulfate de plomb. Pour les minerais pauvres, les gangues empêchent le contact intime entre le sulfure et les composés oxydés, et les réactions ne peuvent pas avoir lieu, ou du moins ne peuvent être produites que d'une manière très-incomplète.

Dans les considérations que je vais présenter sur l'influence des gangues diverses dans le traitement au réverbère, il s'agira toujours de minerais riches, contenant très-peu de matières étrangères.

*Carbonate de chaux.* — La chaux carbonatée, en faible quantité, ne gêne pas notablement les réactions qui produisent le plomb métallique; elle les facilite au contraire, en contribuant à la décomposition du sulfure de plomb, avec production de sulfate de chaux, et en retardant un peu le moment où les matières deviennent trop fluides pour que les réactions principales puissent avoir lieu.

Les dernières crasses sont plus facilement appauvries que dans le cas des galènes à peu près pures, et ne retiennent que très-peu de plomb lorsque le travail a été bien conduit.

On n'a pas encore déterminé par des expériences directes quelle est la limite à laquelle le carbonate de chaux deviendrait nuisible au traitement; les minerais à gangue calcaire sont facilement enrichis par la pré-

paration mécanique; on arrive, sans pertes notables, à ne laisser dans les produits livrés aux usines que 10 à 12 pour 100 de gangue calcaire, et dans une proportion aussi faible la chaux est plutôt utile que nuisible au traitement.

*Sulfate de baryte.* — Cette gangue se comporte comme matière inerte pendant toute l'opération, et par conséquent elle ne peut être nuisible que mécaniquement, en diminuant l'intimité du contact entre les composés du plomb qui doivent réagir les uns sur les autres. Les dernières crasses sont généralement assez riches pour qu'on doive les fondre au four à manche, même dans le cas où les minerais traités ne sont pas notablement argentifères. Les galènes qui renferment 15 pour 100 de leur poids de gangue barytique sont déjà d'un traitement peu économique au réverbère; pour une proportion plus forte de la gangue on n'obtiendrait que très-peu de plomb par réaction.

En raison de sa grande densité, le sulfate de baryte est un obstacle à l'enrichissement de la galène par préparation mécanique; mais il ne faut pas perdre de vue que le degré de richesse moyenne des produits préparés, qu'on peut obtenir d'un minerai barytique, dépend en grande partie du mode de dissémination de la galène dans la gangue.

Souvent la galène forme des veines ou des veinules dans la masse barytique; dans d'autres gisements elle est disséminée en nodules et en mouches dans la gangue terreuse. Dans le premier cas, on peut séparer la plus grande partie de la baryte par le triage à la main et par les criblages, c'est-à-dire presque sans perte de galène; on n'a besoin de bocarder et de laver sur les tables qu'une faible partie du minerai, réduite en sables fins ou en schlamms; on peut amener, sans pertes trop grandes,

la teneur moyenne des produits préparés au degré convenable pour le traitement au réverbère.

Dans le second cas, au contraire, le bocardage et le lavage des matières fines doivent être appliqués à la majeure partie du minerai; on ne peut pousser très-loin l'enrichissement sans s'exposer à des pertes très-fortes; les produits de la préparation mécanique contiennent trop de sulfate de baryte pour être traités au réverbère.

J'ai présenté ces considérations, qui paraîtront peut-être un peu étrangères à la métallurgie, pour montrer quelle influence peut avoir sur la méthode de traitement le mode de dissémination de la galène dans la gangue, ou l'état physique du minerai.

Le spath-fluor se comporte à peu près comme le carbonate de chaux dans le traitement au réverbère. Je ne crois pas nécessaire de considérer spécialement l'influence de cette substance, qui n'est que rarement la gangue dominante des galènes.

*Quartz, argile, silicates.* — Ces gangues rendent très-difficile l'application du procédé par réactions, même quand elles ne se trouvent dans les minerais qu'en proportion très-faible, de 5 à 6 pour 100 par exemple. Il est impossible d'obtenir, au réverbère et par réactions, la plus petite quantité de plomb métallique en traitant des galènes contenant 12 pour 100 de quartz, d'argile, ou de gangue feldspathique. Il suffira de quelques mots pour faire comprendre la raison de cette impossibilité.

Dans la première période, pendant le grillage, les gangues restent à peu près inertes, tant que la température est peu élevée; dès que les matières sont portées au-dessus du rouge sombre, et avant que les réactions du sulfure de plomb sur les composés oxydés puissent avoir lieu, les gangues silicatées se combinent avec l'oxyde de plomb, et forment des silicates basiques ex-

trémement fusibles, qui font entrer toute la charge en fusion presque complète, au moment où on donne le premier coup de feu. Les réactions deviennent alors impossibles. Des expériences directes ont été faites dans plusieurs usines et à diverses époques; elles ont démontré que l'addition de 6 pour 100 de sable quartzeux très-fin à des galènes parfaitement pures suffit pour empêcher complètement les réactions.

Le quartz et les silicates en morceaux n'agissent pas à beaucoup près avec la même rapidité et la même énergie que le sable très-fin, mais leur influence n'en est pas moins très-grande, et les réactions entre les composés du plomb ne sont jamais que partielles, dès que la proportion des gangues silicatées est un peu notable.

Les minerais de cette nature, plus ou moins enrichis par préparation mécanique suivant leur teneur en argent, sont ordinairement traités aux fours à manche, comme je l'exposerai plus bas. Il serait cependant possible d'en extraire la majeure partie du plomb au réverbère et en une seule opération, mais par une méthode entièrement différente de celle que j'ai considérée jusqu'ici.

Il faudrait pousser aussi loin que possible le grillage à basse température, en évitant avec soin toute agglomération; chauffer ensuite jusqu'à fusion complète, et décomposer toutes les combinaisons du plomb: oxyde, sulfure, sulfate et silicate, par du fer métallique employé à l'état de ferraille ou de fonte. Je ne fais qu'indiquer la marche de l'opération sur laquelle je présenterai quelques détails en parlant du traitement du sulfate de plomb naturel ou artificiel.

*Blende.* — La blende accompagne la galène dans un grand nombre de gisements, souvent même les deux espèces minérales sont intimement mélangées, et la prépa-

ration mécanique ne peut donner des produits riches en plomb que dans le cas de minerais très-peu argentifères.

On peut traiter au réverbère, et par réactions, des galènes contenant en moyenne de 10 à 12 pour 100 et même jusqu'à 15 pour 100 de blende; mais cette dernière proportion est déjà trop élevée pour que les réactions des composés plombeux puissent se faire facilement.

La blende ne complique pas le traitement, elle n'est nuisible que par la formation de l'oxyde et du sulfate de zinc, qui se comportent comme matières inertes et empêchent le contact intime entre les composés du plomb. La petite partie de sulfure de zinc qui n'est pas oxydée dans la première période de grillage participe aux réactions sur l'oxyde de plomb, en produisant de l'acide sulfureux, de l'oxyde de zinc et du plomb métallique. Dans les dernières réactions de la seconde période le zinc est en entier à l'état d'oxyde, n'agit plus sur l'oxyde de plomb, mais retarde par sa présence la fusion des matières, et par conséquent permet de continuer assez longtemps les réactions particelles. Les crasses qu'on soumet au ressuage contiennent la plus grande partie du plomb à l'état d'oxyde; le ressuage peut être fait à l'aide d'escarbilles; les dernières crasses sont très-pauvres en plomb.

La présence de l'oxyde de zinc dans les matières soumises au ressuage par le charbon présente un assez grave inconvénient: une partie de l'oxyde de zinc est réduite, en même temps que l'oxyde de plomb; le zinc, en se volatilissant, entraîne une forte proportion de plomb; la perte par volatilisation est notablement augmentée, mais cette augmentation de la perte ne s'exerce que sur le plomb contenu dans les crasses livrées au ressuage, c'est-à-dire sur une portion très-faible du métal que renferment les minerais.

Il est donc facile de traiter au réverbère des galènes peu chargées de blende, et la marche à suivre pour tirer parti d'un gisement contenant à la fois blende et galène est pour ainsi dire indiquée d'avance, quand ces minerais ne sont pas argentifères. Il faut séparer la blende par la préparation mécanique et ne livrer à l'usine que des produits préparés, contenant au plus de 10 à 12 pour 100 de blende.

Il n'en est pas de même quand les minerais sont argentifères, parce que la préparation mécanique occasionnerait des pertes trop grandes si on cherchait à pousser l'enrichissement jusqu'à la limite que je viens d'indiquer. Les minerais préparés contenant de 20 à 25 pour 100 de blende donnent très-peu de plomb au four à réverbère par la méthode des réactions; le traitement au four à manche présente des difficultés presque aussi grandes, à cause de l'infusibilité que l'oxyde et le sulfure de zinc communiquent aux scories et aux mattes, en raison surtout de l'énorme perte par volatilisation, en plomb et en argent, qui résulte de la volatilité du zinc.

On n'a proposé jusqu'à présent aucune méthode métallurgique applicable avec économie aux minerais de plomb très-chargés de zinc et contenant de l'argent. On cherche, quand cela est possible, à les mélanger avec des galènes à peu près pures, de manière à ramener la proportion de blende dans le mélange total dans les limites de 12 à 15 pour 100, pour lesquelles le traitement au réverbère est applicable.

Quand on ne peut pas disposer de minerais purs, on traite en général au four à manche les galènes blendeuses et argentifères, peu enrichies par préparation mécanique; mais on n'a fait aucune expérience pour vérifier si les pertes en plomb et en argent, si l'augmentation des frais de traitement, qui résultent de la présence de la

blende, ne sont pas plus fortes que celles auxquelles donnerait lieu un enrichissement plus complet par des moyens mécaniques.

Les expériences faites dans une localité ne pourraient d'ailleurs servir que comme point de départ pour des expériences analogues, nécessaires pour d'autres gisements blendeux, car l'intimité plus ou moins grande du mélange de la blende avec la galène fait varier, dans des limites très-étendues, les pertes et les frais de la préparation mécanique. Les résultats obtenus pour un minerai spécial ne sont pas directement applicables à des minerais également blendeux, mais pour lesquels le mélange des deux sulfures n'est pas aussi intime.

*Pyrites de fer.* — Les pyrites de fer et même la pyrite arsenicale accompagnent fréquemment la galène argentifère ; tantôt le mélange est intime, tantôt les divers sulfures métalliques sont assez nettement séparés ; dans le premier cas il est impossible d'obtenir à la préparation mécanique de la galène suffisamment débarrassée de la pyrite pour qu'on puisse lui appliquer le traitement au réverbère. Dans le second l'on peut, par le triage et par les criblages, enlever la plus grande partie des pyrites ; les schlichs provenant du travail des matières fines n'en retiennent qu'une quantité très-faible, la méthode des réactions au four à réverbère peut être appliquée avec succès.

La présence d'une petite quantité de pyrites dans la galène n'entrave pas les réactions et ne force à apporter aucune précaution spéciale dans les diverses périodes de l'opération.

Pendant le grillage les pyrites s'oxydent un peu plus rapidement que la galène et produisent de l'oxyde et du sulfate de fer ; une partie du sulfure échappe à l'action de l'oxygène, et contribue, dans la seconde période, à produire du plomb métallique en agissant sur l'oxyde de

plomb. Dès que la température est élevée jusqu'au rouge, le sulfate de fer est décomposé, et dans les dernières parties de l'opération tout le fer des pyrites est disséminé, à l'état d'oxyde, dans les matières plumbeuses dont il retarde un peu la fusion.

Une forte proportion de pyrites est, au contraire, très-nuisible, et empêche la réduction à l'état métallique de la majeure partie du plomb; les produits de l'oxydation du sulfure de fer s'opposent au contact intime entre les composés qui doivent réagir les uns sur les autres, et le sulfure de fer non oxydé forme avec une partie du sulfure de plomb une matte très-fusible; la matte se sépare rapidement des matières plumbeuses oxydées, et soustrait le sulfure de plomb qu'elle contient aux actions chimiques, qui sont indispensables au succès de l'opération.

Les minerais très-chargés de pyrites doivent toujours être traités au four à manche après avoir été soumis à un grillage prolongé.

Quand les pyrites de fer contiennent de la pyrite arsenicale, le plomb obtenu au réverbère renferme toujours un peu d'arsenic; les dernières crasses contiennent des sous-arséniates de plomb et de fer; le plomb qui est produit par leur traitement au four à manche est également arsenical.

L'arsenic donne un peu d'aigreur au plomb, et diminue par conséquent sa valeur marchande quand il doit être immédiatement livré au commerce, c'est-à-dire quand on traite des minerais non argentifères. Dans la coupellation du plomb d'œuvre l'arsenic augmente les pertes en plomb et en argent. La présence de la pyrite arsenicale dans les galènes est donc un inconvénient dans tous les cas. On ne doit cependant pas attacher une trop grande importance à la présence de cette espèce miné-



rale dans les minerais assez riches pour être traités au réverbère par la méthode des réactions. Ces minerais contiennent nécessairement très-peu d'arsenic; la plus grande partie est volatilisée dans les grillages et dans le traitement des crasses au four à manche; la partie qui passe dans le plomb métallique ne peut former qu'une fraction très-faible du poids du métal. La volatilisation de l'arsenic augmente un peu les pertes ordinaires du traitement, parce qu'il entraîne toujours un peu de plomb et d'argent; du reste on n'a pas fait jusqu'à présent d'expériences spéciales pour évaluer dans quelle proportion la perte en métaux utiles est augmentée par la présence de la pyrite arsenicale dans les minerais.

*Sulfure d'antimoine.* — Le sulfure d'antimoine est, dans quelques gisements, mélangé avec la galène en quantité considérable, la préparation mécanique est impuissante à séparer les deux sulfures; les minerais ne peuvent être traités avec économie ni au réverbère ni au four à manche. Au contraire, on trouve dans un grand nombre de filons une petite quantité de sulfure d'antimoine disséminé très-irrégulièrement dans la galène, et les minerais exploités sont fondus dans plusieurs usines.

Quand la proportion de l'antimoine est un peu forte, il faut employer les fours à manche, bien que le traitement présente de très-grandes difficultés; il est impossible d'appliquer la méthode des réactions au four à réverbère. Cette méthode peut être employée pour les galènes qui ne renferment que très-peu de sulfure d'antimoine, mais ce minéral est toujours nuisible; son influence est encore appréciable, même quand le minerai traité ne contient pas plus de 2 à 5 pour 100 d'antimoine.

Les composés oxydés et sulfurés de l'antimoine donnent lieu à peu près aux mêmes réactions que ceux du plomb, une partie de l'antimoine est amenée à l'état

métallique et se combine avec le plomb ; le plomb d'œuvre obtenu est impur, son traitement pour argent est rendu plus dillicile, les pertes sont plus grandes.

De plus, les composés de l'antimoine forment avec ceux du plomb des combinaisons très-fusibles, desquelles le plomb ne peut pas être séparé à l'état métallique par la réaction des sulfures avec les oxydes. Les dernières crasses sont toujours riches en plomb.

Enfin, l'antimoine, son oxyde et son sulfure sont très-volatils, et la volatilisation du métal entraîne toujours une proportion notable de plomb et d'argent.

Le sulfure d'antimoine doit être considéré comme plus nuisible que la pyrite arsenicale, d'abord à cause de l'affinité très-grande du plomb pour l'antimoine, affinité bien plus forte que celle du plomb pour l'arsenic, ensuite en raison de la fusibilité des combinaisons des oxydes et des sulfures des deux métaux.

*Cuivre pyriteux et cuivre gris.* — On rencontre très-fréquemment dans les galènes argentifères des mouches ou des veinules de cuivre pyriteux et de cuivre gris ; les filons sont ordinairement très-riches en argent dans les parties qui renferment le cuivre gris, et pour cette raison on évite de pousser très-loin la séparation des gangues terreuses par la préparation mécanique. Il est, par conséquent, très-rare qu'on puisse traiter au réverbère, et par la méthode exposée précédemment, les minerais de plomb contenant du cuivre ; dans le cas où ce traitement est possible, le cuivre pyriteux et le cuivre gris sont en quantité trop faible pour gêner les réactions qui produisent le plomb métallique au réverbère ; le plomb d'œuvre obtenu contient un peu de cuivre, d'arsenic et d'antimoine ; le reste du cuivre se retrouve dans les crasses de ressuage et passe en entier dans le plomb produit par leur traitement au four à manche.

On a donc en définitive, dans le plomb d'œuvre, la totalité du cuivre que renferment les minerais. Le cuivre est très-nuisible dans la coupellation, parce qu'il s'oxyde en même temps que le plomb ; toutes les litharges contiennent de l'oxyde de cuivre, et leur valeur marchande est diminuée; le plomb pauvre qu'on obtient par la réduction des litharges contient du cuivre, qui le rend impropre à la fabrication du minium, et par conséquent diminue aussi, pour certains usages, sa valeur commerciale.

*Fer carbonaté.* — La galène est fréquemment accompagnée de fer carbonaté dans les filons qui traversent les grauwackes et les micaschistes; mais il y a rarement mélange intime de la galène avec la gangue métallique; et quand il se présente, ce n'est ordinairement qu'à la séparation des zones dans lesquelles dominent, dans les unes la galène, dans les autres le carbonate. Il est presque toujours possible d'amener les minerais à une richesse assez grande pour qu'on puisse la traiter au réverbère.

Dans ce mode de traitement, le fer carbonaté se transforme progressivement en peroxyde de fer, et n'empêche pas les réactions utiles entre les composés du plomb. Il ne peut les entraver que mécaniquement, en empêchant le contact intime, et seulement quand il entre pour une proportion un peu forte dans les produits livrés à l'usine. Dans la dernière partie des réactions, le peroxyde de fer retarde la fusion des crasses, et par là permet de pousser la période des réactions à peu près jusqu'au moment où la totalité du sulfure de plomb est oxydée. Les crasses sur lesquelles on effectue le ressuage contiennent principalement de l'oxyde et du sulfate de plomb fondus, tenant en suspension du peroxyde de fer; l'action du charbon peut en séparer une grande partie du plomb.

Les dernières crasses qu'on retire du four sont très-pauvres en plomb et ne doivent être passées au four à manche que quand les minerais traités sont très-riches en argent.

D'après ces considérations générales le fer carbonaté est plus utile que nuisible dans le traitement au réverbère quand il est en petite quantité dans les minerais préparés, c'est-à-dire dans le cas où la disposition des matières dans les filons permet de séparer par cassage et triage la plus grande partie de la gangue métallique. Dans le cas contraire, on doit fondre les minerais au four à manche, et là encore le fer carbonaté est la gangue la plus favorable à la réduction.

B.  
Traitement  
par le fer  
métallique.

Le fer métallique peut être employé dans deux conditions bien différentes pour le traitement au four à réverbère des minerais riches, à gangue de quartz, d'argile ou de silicates terreux. On peut le faire agir comme désulfurant sur la galène chauffée jusqu'à fusion; on peut le faire servir à la réduction du silicate et du sulfate de plomb, après avoir commencé l'opération dans le même four par un grillage à peu près complet.

Dans les deux cas, il est essentiel que les minerais contiennent peu de gangue à scorifier, et généralement ils sont alors peu argentifères; pour des minerais pauvres en plomb, le four à manche est bien plus économique que le réverbère.

*Méthode viennoise. Emploi du fer comme désulfurant.* —

Le four employé est disposé à peu près comme ceux dans lesquels on fait le traitement par réactions; il doit cependant être un peu plus petit, parce qu'il faut produire une température plus élevée; pour fixer les idées, je donne dans la planche I, fig. 1 et 2, la disposition du four dans lequel on a traité pendant quelque temps à Poullaouen des galènes riches, à gangue quartzeuse, provenant

d'Espagne, et rendant à l'essai de 78 à 85 pour 100 de plomb.

Le four est chauffé avec du bois ; pour cette raison le foyer est très-profond et le combustible est chargé par une trémie placée à la voûte ; l'opération se ferait également bien dans un réverbère chauffé à la houille ; on pourrait, dans ce cas, donner une profondeur moins grande au foyer, et placer latéralement la trémie de chargement.

La sole est en grès et a 0<sup>m</sup>,50 d'épaisseur ; elle repose sur une voûte en briques ordinaires, inclinée, comme la sole, d'environ 15 degrés. La voûte est un peu moins inclinée ; les flammes sortent par un rampant placé tout auprès de la porte de travail, à l'extrémité du four opposée au foyer ; elles se rendent dans une cheminée haute de 10 mètres, dont la section intérieure a 0<sup>m</sup>,40 de côté.

La sole forme auprès de la porte de travail un bassin dans lequel viennent se réunir toutes les matières en fusion ; une ouverture est ménagée pour la coulée dans l'épaisseur de la maçonnerie ; elle sert à faire passer toutes les matières, à la fin de l'opération, dans un bassin extérieur ; la porte latérale est destinée seulement au chargement ; elle est fermée et lutée pendant tout le travail.

Je n'insiste pas sur les dimensions des diverses parties du four, parce que ce détail n'est pas à sa place dans le présent chapitre, consacré aux considérations générales et aux réactions chimiques ; ces dimensions sont du reste données dans les deux figures 1 et 2, pl. I.

*Opération.* — On charge sur la sole, par la porte latérale, et autant que possible auprès du pont, dans la partie la plus chaude du four, 400 kilogrammes de galène réduite en sable, et mélangée grossièrement avec 35 pour 100, soit 120 kilogrammes de ferraille ou de fonte en

fragments assez gros. On chauffe rapidement jusqu'au moment où la galène commence à s'agglomérer; on cherche ensuite à maintenir la température stationnaire, et les matières en fusion pâteuse, pendant que par des brassages répétés on fait agir le fer sur toutes les parties de la charge.

Quatre heures environ après le chargement, le fer a complètement disparu, toutes les matières contenues dans le four sont en fusion parfaite, et rassemblées dans le bassin intérieur. Le plomb métallique occupe le fond en raison de sa grande densité; au-dessus se trouve une matte, formée par des sulfures de plomb et de fer; à la partie supérieure est une scorie toujours un peu riche en plomb.

On fait sortir toutes ces matières du four en débouchant le canal de coulée, fermé pendant l'opération avec un tampon d'argile; le plomb métallique coule le premier et remplit presque complètement le bassin extérieur; la matte et la scorie sortent à leur tour et se déversent sur le sol de l'usine; on nettoie la sole et on procède à un nouveau chargement.

On enlève la scorie et la matte promptement solidifiées sur le sol de l'usine; dans le bassin extérieur on soulève d'un seul morceau la matte qui recouvre le plomb métallique, dès qu'elle est entièrement solidifiée; on purifie le plomb des matières étrangères qu'il retient en suspension, en produisant un bouillonnement de quelques instants à l'aide de menues branches de bois vert, plongées jusqu'au fond du bassin; on écume le bain, et on puise à la cuiller pour verser le plomb dans des lingotières en fonte, dès que sa température est abaissée au-dessous du rouge sombre.

La température à laquelle on coule le plomb a de l'importance quand les minerais traités ne sont pas ar-

gentifères, et quand, par conséquent, les saumons de plomb doivent être immédiatement livrés au commerce.

Le plomb coulé trop chaud est toujours plus dur, moins onctueux à l'ongle que le métal coulé à une température suffisamment basse.

On doit avoir soin d'écumer chaque saumon avant la solidification complète du plomb, afin d'enlever les parties très-fines de fer métallique, qui n'ont pas été absorbées par les réactions, et qui viennent nager à la surface en raison de leur densité plus faible.

*Actions chimiques et considérations générales.* — On peut se rendre facilement compte des actions chimiques qui déterminent la production du plomb métallique, et la formation d'une matte et d'une scorie, toutes les deux plus ou moins riches en plomb.

Les flammes du réverbère chauffé au bois sont toujours fortement oxydantes; il en est à peu près de même quand on emploie la houille comme combustible, parce que, dans ce cas, le foyer est peu profond.

Il y a donc pendant toute l'opération, et surtout avant que la galène soit agglomérée, une oxydation partielle du sulfure de plomb, et production d'oxyde et de sulfate.

Le fer métallique commence son action sur la galène au moment où la température est assez élevée pour que la charge prenne l'état pâteux; le fer décompose toutes les combinaisons du plomb avec lesquelles il est en contact intime; on prolonge ce contact jusqu'à la disparition de la totalité du fer, en évitant une trop grande élévation de température; par un brassage continu on fait agir le fer successivement sur toutes les parties des minerais.

Le sulfure de fer produit par la décomposition du sulfure de plomb se combine avec une partie du sulfure de plomb non réduit, et forme une matte, à laquelle on

ne pourrait enlever la totalité du plomb qu'en faisant agir pendant longtemps un excès de fer métallique. La matte est soustraite à l'action du fer non-seulement par la combinaison des deux sulfures, qui rend plus difficile la précipitation du plomb, mais encore et principalement par sa grande fluidité, qui s'oppose à un contact intime avec le fer employé comme désulfurant.

L'oxyde et le sulfate de plomb sont décomposés, en partie seulement, par le fer métallique, par le sulfure de fer, et même par réaction du sulfure de plomb. La décomposition n'est pas complète parce que les gangues siliceuses, et la silice enlevée à la sole et aux parois, produisent très-promptement des scories fluides, dont les bases sont l'oxyde de plomb et l'oxyde de fer, et sur lesquelles n'agissent que partiellement le fer employé comme réactif et les sulfures combinés. Elles sont appauvries, mais lentement, par le fer des outils qui servent au brassage, et par le sulfure de fer produit dans le four et non combiné avec le sulfure de plomb.

L'opération doit être conduite très-rapidement, afin de diminuer la perte en plomb par volatilisation du sulfure et du métal, perte toujours très-notable, parce qu'on opère à une température élevée, et qui augmente à peu près dans la même proportion que le temps consacré à l'opération. Il est aussi nécessaire d'opérer avec rapidité pour limiter l'usure des râbles et des ringards, qui agissent énergiquement sur la matte et la scorie, à partir du moment où la majeure partie de la ferraille ou de la fonte chargée a été employée par les réactions. Cette action des outils est déjà notable dans les premiers brassages, mais elle devient de plus en plus dominante à mesure que les matières qui sont sur la sole prennent une plus grande fluidité. L'action est utile, puisqu'elle produit du plomb ; mais elle est peu économique, puisqu'elle fait



servir aux réactions du fer travaillé, dont la valeur est de beaucoup supérieure à celle de la ferraille ou de la fonte, chargées avec les minerais.

Il est donc indispensable d'arrêter les réactions et de faire entrer toutes les matières en fusion liquide dès que le réactif désulfurant a disparu presque complètement ; on fait la coulée aussitôt que ces matières ont pu se réunir dans le bassin intérieur, et se séparer à peu près nettement par ordre de densité.

Il reste toujours sur la sole une certaine quantité de ferraille ou de fonte ; une petite partie est entraînée et reste en suspension dans le plomb métallique ; elle ne s'en sépare pas toujours entièrement dans le bassin extérieur, ni même dans les moules ; on est quelquefois obligé de refondre lentement les saumons pour les purifier du fer métallique qu'ils retiennent. On n'évite cette seconde fusion qu'en ne chargeant pas un excès de fer, et la proportion, 35 pour 100, que j'ai indiquée précédemment pour des minerais presque purs, doit être considérée comme un maximum qu'il ne faut pas dépasser.

Dans ces conditions, la matte contient de 5 à 12 pour 100 de plomb, quelquefois même davantage, quand elle retient des grenailles de plomb métallique.

La scorie contient une proportion d'oxyde de plomb un peu variable : elle rend à l'essai de 4 à 5 pour 100 de plomb.

Enfin, la perte par volatilisation ne peut pas être évaluée à moins de 4 pour 100 du métal contenu dans le minerai.

La matte et la scorie peuvent être traitées au four à manche, et cette opération est indispensable toutes les fois que les minerais sont argentifères, parce qu'une fraction notable de l'argent entre dans la matte ; elle est au contraire peu utile pour des galènes riches en

plomb et ne contenant pas d'argent; dans ce cas, en effet, la matte et la scorie ne retiennent que 5 à 6 pour 100 du plomb contenu dans les minerais; on n'en retirerait qu'une partie dans les fours à manche, et les frais dépasseraient la valeur du métal obtenu. On doit considérer comme perdu le métal retenu par la matte et par la scorie, aussi bien que celui que les flammes entraînent dans la cheminée.

Pour les minerais qui rendent à l'essai de 82 à 83 pour 100, on retire au réverbère, par l'action du fer, de 70 à 72 pour 100 de plomb, et ce rendement doit être considéré comme satisfaisant. La méthode elle-même est fort peu économique, parce que l'opération consomme beaucoup de combustible, exige beaucoup de main-d'œuvre et emploie de 35 à 40 pour 100 de fer, en tenant compte de l'usure des outils. A cet égard, elle est inférieure au traitement au four à manche, même en considérant dans les dépenses la perte par volatilisation, qui a lieu dans ce dernier appareil.

Cette méthode de désulfuration par le fer au réverbère est commode dans certains cas particuliers, par exemple, quand on doit traiter un petit nombre de tonnes de galène non argentifère, presque pure, à gangue siliceuse. On n'a besoin de construire qu'un seul réverbère, ou n'a pas à établir de machines soufflantes, des chambres de condensation, etc., qui sont indispensables pour le traitement au four à manche; mais il serait peu rationnel de l'adopter dans une usine qui devrait être en activité permanente.

La méthode n'est pas applicable aux minerais argentifères; elle ne l'est pas non plus pour les galènes pauvres en plomb. Dans ces deux cas, en effet, il ne serait plus possible de jeter les mattes et les scories, qui retiendraient une fraction trop grande de l'argent ou

du plomb des minerais. Il faudrait traiter ces produits au four à manche, et le traitement complet, ainsi divisé en deux parties, perdrait le seul avantage que présente la méthode viennoise, la simplicité des constructions et des opérations.

Le fer peut être employé dans les réverbères d'une manière toute différente, comme réductif du silicate et du sulfate de plomb, après un grillage presque complet de la galène. Cette méthode a été appliquée par M. Phillips et par moi au traitement des sulfates de plomb artificiels; elle ne doit pas être considérée comme économique, mais elle peut rendre service dans quelques cas particuliers, et pour ce motif je crois devoir insister un peu sur les difficultés qu'elle présente.

Emploi  
du fer après  
grillage.

*Disposition du four.* — Le même four sert successivement à deux opérations différentes, au grillage et à la fusion; ses dimensions ne doivent pas être trop grandes, afin que l'on puisse régulariser facilement la température et la faire varier entre des limites très-écartées. Le foyer est peu profond; la sole est presque horizontale, elle ne présente qu'une pente assez faible vers un bassin intérieur, disposé au milieu de la longueur du four, devant l'une des deux portes latérales, qui servent au chargement et au travail. Les flammes passent directement par un rampant dans une cheminée, sans traverser des canaux ou des chambres de condensation: ces appareils seraient d'une grande utilité, si l'on employait régulièrement la méthode en question pour un traitement continu, parce que la perte par volatilisation est considérable; on pourrait condenser une portion notable des fumées. La dépense qu'entraîne leur établissement n'est pas justifiée, quand on ne doit travailler que momentanément et dans un seul four.

*Opération.* — Le minerai est chargé à la pelle, réduit

en sable fin ; on l'étend avec un rable sur toute la surface de la sole : on doit avoir laissé préalablement le four se refroidir jusqu'au rouge sombre, afin qu'au moment de la charge le minerai ne s'agglomère pas.

On chauffe très-modérément, en renouvelant constamment les surfaces, et régularisant l'élévation de température, par le travail ordinaire au rable et à la spatule. L'oxydation se fait avec une lenteur assez grande, parce qu'il est très-important de l'obtenir complète, et, par suite, de l'opérer à très-basse température, en évitant toute agglomération.

Il ne faut pas moins de douze heures pour le grillage de 800 kilogrammes de minerai.

Quand on juge l'oxydation complète, on jette sur la sole 1 1/2 pour 100 de menu charbon et 12 pour 100 de sable quartzeux <sup>1</sup>. On mélange ces matières aussi bien que possible avec les minerais grillés, et on chauffe rapidement jusqu'au rouge cerise. On cherche à rendre les flammes, sinon réductives, du moins peu oxydantes, en donnant au combustible chargé sur la grille autant d'épaisseur que le permet la condition de ne pas dépasser le rouge cerise sur la sole.

Les matières entrent promptement en fusion, et bouillonnent pendant un temps plus ou moins long ; il y a dégagement d'acide sulfureux, d'acide carbonique et d'oxyde de carbone.

Dès que le bouillonnement est un peu apaisé, on jette à la pelle de la ferraille ou de la fonte, en petits fragments, en cherchant à la répartir à peu près régulièrement dans toute la matière fondue.

Avec un ringard on maintient autant que possible la

<sup>1</sup> L'addition du quartz n'est utile que pour des minerais qui ne contiennent pas cette proportion de 10 à 12 pour 100 de gangue siliceuse.

fonte ou la ferraille en suspension. L'action du fer chargé (et celle des outils) amène le plomb à l'état métallique : le métal se réunit dans le bassin intérieur ; au-dessus de lui est une scorie ferrugineuse et plumbeuse, dont on peut suivre l'appauvrissement d'après la rapidité avec laquelle un ringard bien décapé, qu'on y laisse plongé pendant quelques minutes, se recouvre de plomb métallique.

Quand le fer chargé a presque complètement disparu, on en ajoute une certaine quantité, si l'essai au ringard de la scorie indique qu'elle est encore riche en plomb. Quand l'appauvrissement est jugé suffisant, on fait couler toutes les matières dans un bassin extérieur ; l'excès de ferraille ou de fonte reste sur la sole, on cherche à l'enlever pour la faire servir à une opération ultérieure ; on laisse refroidir le four, pendant qu'on travaille le plomb qu'on vient de faire couler. Les dimensions du bassin extérieur doivent être telles qu'il contienne tout le plomb et seulement une faible épaisseur de scorie. Le reste de la scorie doit être conduit par une rigole à une certaine distance du four ; on la refroidit rapidement avec de l'eau et on la porte au crasier. Celle qui est au-dessus du plomb, dans le bassin, est enlevée d'une seule pièce, quand elle est complètement solidifiée : on la casse au marteau pour vérifier si elle ne contient pas trop de grenailles, et on peut en retirer une partie par des moyens mécaniques.

Le plomb est traité comme dans la méthode viennoise ; on le purifie d'abord par un bouillonnement produit par l'immersion de menues branches de bois vert, ensuite par des écumages dans le bassin et dans les lingotières : quand cela est nécessaire, on enlève au plomb les dernières parties de fer métallique par une seconde fusion, conduite avec lenteur, et par de nouveaux écumages.

*Produits.* — On obtient par cette opération seulement deux produits principaux, le plomb métallique et la scorie, qui doit être jetée en totalité, bien qu'elle contienne encore une quantité assez notable de plomb. On pourrait aisément la traiter au four à manche, mais alors la méthode considérée n'aurait plus aucune raison d'être; si l'usine possède un four à manche, il est plus économique de passer dans cet appareil les minerais grillés. On obtient à l'état métallique seulement une partie du plomb; pour des minerais rendant à l'essai de 75 à 76 pour 100 de métal, on ne retire pas en saumons plus de 62 à 65 pour 100. Le reste est volatilisé, ou se retrouve dans les scories que l'on ne peut pas utiliser; la perte de plomb est donc très-forte, et s'élève à 18 et même à 20 pour 100 du plomb contenu dans les minerais.

*Réactions chimiques et considérations générales.* — L'opération entière se divise en deux périodes : le grillage complet du minerai à basse température; la réduction de l'oxyde de plomb, en partie par le charbon, en partie par le fer métallique.

Dans la première période, on n'obtient l'oxydation complète du sulfure qu'à la condition d'éviter toute agglomération; quand le résultat désiré est nettement obtenu, le minerai grillé contient le plomb à l'état d'oxyde et de sulfate : la température a été maintenue trop basse pour qu'il ait pu se former une quantité notable de silicate. Pour le même motif, la perte de plomb par volatilisation du sulfure est à peu près négligeable; il y a seulement entraînement d'une faible partie des matières les plus fines par le courant gazeux, pendant le chargement et pendant les premiers rablages.

Dans la seconde période on commence par mélanger avec les minerais grillés une petite quantité de charbon, et du sable quartzeux quand les gangues ne sont pas suf-

fisamment siliceuses : on chauffe ensuite jusqu'à fusion presque tranquille. Plus tard, on fait agir le charbon et le fer métallique comme réductifs de l'oxyde de plomb combiné avec la silice et avec l'acide sulfurique. Les réactions sont assez complexes et méritent un examen approfondi.

Comme il faut réduire l'oxyde de plomb, soit par le charbon, soit ensuite par le fer métallique, il est essentiel que l'action oxydante des flammes ne vienne pas brûler les réductifs ; on doit donc disposer le foyer de manière que les flammes ne soient plus oxydantes, sans cependant chauffer fortement, parce qu'on perdrait trop de plomb par volatilisation ; le foyer étant peu profond, on doit tasser autant que possible la houille sur la grille et brûler seulement du combustible très-menu.

Le charbon que l'on fait agir en premier lieu décompose très-aisément l'oxyde de plomb, en produisant du plomb métallique ; il peut même agir utilement sur le sulfate ; mais cette action ne doit être exercée que dans des limites très-restreintes ; en cherchant à réduire, par le charbon seul, à l'état métallique la plus grande partie du plomb du sulfate, on produirait toujours du sulfure de plomb.

La silice des gangues, ou celle du sable quartzeux ajouté, détermine la décomposition presque complète du sulfate, en formant du silicate de plomb ; on doit attendre pour faire agir le fer métallique que les deux actions du charbon et de la silice soient à peu près terminées ; il faut arriver aussi vite que possible à la fin de l'opération, d'abord pour diminuer la perte en plomb par volatilisation, ensuite et principalement parce que les matières fondues, très-riches encore en oxyde de plomb, rongent très-énergiquement la sole et les parois du four.

On n'éviterait cette destruction qu'en chargeant un excès de sable quartzeux ; mais alors on aurait à la fin de l'opération une grande quantité de scories, riches en plomb ; la méthode de traitement au réverbère ne serait plus économique.

Il est donc indispensable d'employer peu de charbon et peu de fondants siliceux ; peu de charbon, dans la crainte de produire du sulfure de plomb ; peu de fondants quartzeux, dans le but de restreindre autant que possible la quantité des scories obtenues : il est nécessaire, pour préserver le four lui-même, de faire agir le fer métallique dès que le bouillonnement est à peu près apaisé, c'est-à-dire quand la majeure partie du sulfate de plomb est transformée en silicate.

Au moment où la ferraille est chargée dans le four, les matières en fusion contiennent un peu de sulfate, il ne s'est encore séparé qu'une petite quantité de plomb métallique : le charbon a servi principalement à faciliter la décomposition du sulfate par la silice.

Le fer de la ferraille, le fer et le carbone de la fonte agissent avec une très-grande énergie sur le silicate et sur le sulfate, et précipitent le plomb métallique, en produisant du silicate de fer. Mais cette action n'a lieu qu'au contact, et il est impossible de rendre le contact intime ; même après des brassages prolongés, l'action n'est pas complète, on peut séparer la plus grande partie du plomb de ses combinaisons oxydées, mais jamais la totalité. On ne peut pas employer un excès du réductif métallique, d'abord par raison économique, pour ne trop élever les frais de l'opération, ensuite pour ne pas disséminer dans le plomb une trop grande quantité de fer en grains ou menus fragments, qu'on ne pourrait lui enlever ensuite que par plusieurs fusions successives.



On ne doit pas non plus prolonger trop longtemps l'opération, pour éviter la trop grande perte de plomb par volatilisation, ainsi que l'usure des outils.

Il faut se résigner à une réduction incomplète du silicate de plomb, et chercher par une série de tâtonnements la quantité de fer et le temps d'action qui produisent le plus de plomb en saumons, en atteignant ainsi le minimum des pertes par volatilisation et par décomposition incomplète du silicate.

Les inconvénients de cette méthode sont plus graves encore que ceux du procédé viennois que j'ai précédemment examiné, et dans lequel le fer est employé comme désulfurant ; l'opération dure beaucoup plus longtemps, on dépense par conséquent plus de combustible et de main-d'œuvre, on perd une proportion plus forte de plomb par volatilisation ; le rendement en lingots est toujours moins élevé ; la quantité de plomb qui reste dans les scories est comparable à celle que retiennent la matte et la scorie dans la méthode viennoise. D'un autre côté, on consomme beaucoup moins de fer, car il suffit en général de 10 pour 100 de ferraille ou de fonte pour des galènes très-riches, tandis que la méthode viennoise en exige de 34 à 35 pour 100. Il en résulte une diminution de la dépense, qui peut compenser largement, dans certains cas, l'excès de consommations et le rendement moins élevé.

De plus, et dans le cas spécial de minerais argentifères, les scories jetées contiennent le plomb presque entièrement à l'état d'oxyde, combiné avec la silice, et ne retiennent que très-peu d'argent ; on perd relativement très-peu du métal précieux, qui se trouve à peu près en totalité dans le plomb obtenu en saumons. On peut donc appliquer cette méthode à des minerais contenant de l'argent sans s'exposer à des pertes trop grandes, tandis

que pour de pareils minerais la méthode viennoise donnerait des résultats peu favorables.

Je dois insister de nouveau sur l'impossibilité, au point de vue économique, d'employer le fer comme réductif au réverbère dans une usine qui devrait traiter annuellement de grandes quantités de minerais; le traitement au four à manche est toujours plus avantageux, quand l'importance de l'usine permet une installation convenable des appareils. Abstraction faite de cette considération importante, on éprouverait souvent une grande difficulté à se procurer à des prix raisonnables la ferraille ou la fonte nécessaire à la réduction.

L'emploi du fer comme désulfurant ou comme réductif dans les réverbères doit être limité au traitement accidentel d'une petite quantité de galène riche en plomb, dans une usine qui ne possède pas les appareils nécessaires pour la production la plus économique de ce métal.

Il est possible de diminuer beaucoup les frais de l'opération, sans cependant que la diminution puisse modifier les conclusions que je viens de poser, en remplaçant la ferraille et la fonte par un mélange intime de minerais de fer très-pur et de charbon.

Ce mélange peut agir, comme désulfurant ou comme réductif, à peu près avec la même énergie que le fer métallique; il a même sur ce dernier l'avantage de pouvoir être mis en contact plus intime avec les matières dont on veut précipiter le plomb.

Le minerai de fer doit être presque exempt de gangues, afin que la masse des scorics ne soit pas augmentée; il faut éviter surtout les gangues calcaires ou barytiques, qui exigeraient une nouvelle addition de fondants siliceux. Les minerais de fer très-purs ne se trouvent que dans un petit nombre de localités; il n'est pas toujours

facile de s'en procurer à des prix raisonnables, tandis qu'on trouve presque dans tous les pays des minerais impurs, tenant de 35 à 40 pour 100 de fer, qui conviennent parfaitement pour la fonte au four à manche de la galène grillée. Cette remarque vient à l'appui des conclusions précédemment posées ; pour un traitement régulier, on doit adopter les fours à manche, quand la méthode par réactions n'est pas applicable, et ne pas employer le fer métallique, ni même un mélange de minerais de fer et de charbon, pour réduire la galène au réverbère, avec ou sans grillage préalable.

*Sulfate de plomb.* — Pour les sulfates de plomb artificiels les conditions sont notablement différentes puisque ces matières peuvent être considérées comme des galènes déjà parfaitement grillées ; il est possible d'en extraire avec une économie suffisante la majeure partie du plomb, en suivant une méthode analogue à celle que je viens d'exposer.

Le sulfate bien desséché est mélangé intimement avec 1 pour 100 de charbon, et 12 à 15 pour 100 de sable quartzeux ; le mélange chargé sur la sole d'un réverbère est chauffé rapidement jusqu'à fusion ; quand l'acide sulfurique est à peu près complètement expulsé par les deux actions du charbon et de la silice, on fait agir comme réductif sur le silicate de plomb, de la ferraille ou de la tournure de fonte, ou même un mélange intime de minerais de fer et de charbon ; on coule les matières quand la réaction du fer paraît presque terminée. On obtient du plomb métallique et une scorie.

Le plomb est purifié, comme je l'ai précédemment indiqué ; on peut obtenir en lingots 75 pour 100 environ du plomb contenu dans le sulfate.

La scorie est riche en plomb ; elle contient de l'oxyde de plomb combiné avec la silice, et des grenailles plus

ou moins fines, irrégulièrement disséminées. Ces scories sont jetées; le métal qu'elles contiennent est perdu, mais ce n'est là que la moins importante des deux causes de perte; la volatilisation du métal, à la température élevée nécessaire au succès de l'opération, entraîne certainement plus de plomb qu'il n'en reste dans les scories.

Je ne donne maintenant que cet aperçu général, je reviendrai sur ce sujet en décrivant les méthodes applicables aux minerais oxydés.

#### **Traitement de la galène au four à manche.**

Le traitement dans les fours à manche est appliqué à des minerais très-divers; aux galènes argentifères à gangues non siliceuses, pauvres en plomb, qu'on ne peut pas amener, par la préparation mécanique, à la teneur élevée nécessaire pour les réactions au réverbère; aux galènes à gangue quartzeuse ou argileuse, pauvres ou riches en plomb et en argent.

Sur le continent européen la plupart des usines emploient les fours à manche avec des variétés infinies dans les détails et même dans la conduite générale des opérations; les réverbères ne sont utilisés que dans un très-petit nombre de localités, à Bleyberg et Raibl en Carinthie, dans le midi de l'Espagne, à Poullaouen en Bretagne, etc. Au contraire, en Angleterre, une grande partie du plomb est obtenue au réverbère; en Ecosse et en Amérique on emploie une méthode mixte: on traite des galènes riches en plomb dans des fours à tuyères très-bas, à parois en fonte, dans lesquels on cherche à produire rapidement, et par un travail continu, les réactions principales que j'ai indiquées précédemment

pour les réverbères, en les aidant par l'action désulfurante des parois métalliques et des outils.

Dans le midi de l'Espagne, on se sert depuis plusieurs années de fours à cuve très-élevés, dans lesquels l'air nécessaire à la combustion arrive librement par des ouvertures ménagées à la partie inférieure, au lieu d'être lancé par des tuyères. Ces fours sont nommés *hornos de gran tiro* ; on a cherché à les utiliser en France, mais jusqu'à présent sans succès bien net, pour traiter des minerais de plomb et des minerais de cuivre : on les appelle improprement des *fours atmosphériques*, désignation qui ne traduit pas le nom espagnol, et ne rappelle pas, comme lui, la propriété caractéristique de ces fours, le tirage ou l'appel d'air extrêmement énergique, et par suite très-difficile à régler.

Je dois rappeler que le but spécial de l'ouvrage que je publie est de faire connaître les principes les plus essentiels, les réactions chimiques principales du traitement des divers minerais métalliques ; je ne peux pas aborder la description et la discussion de toutes les méthodes employées ; je pense que pour le traitement de la galène au four à manche, il suffira de décrire les deux types qui constituent deux méthodes fondamentales très-différentes :

La fusion directe de la galène avec du fer métallique, employé comme désulfurant.

La fonte des minerais préalablement grillés, avec et sans addition de fer métallique.

Les détails que je présenterai pour ces deux méthodes, avec ceux que j'ai déjà donnés pour les réverbères, suffiront pour mettre les lecteurs en état de comprendre aisément les réactions chimiques, les avantages et les inconvénients du four écossais, du four atmosphérique et des autres variétés d'appareils et de traitement, adop-

tés dans les nombreuses usines des divers pays. Je ne citerai les résultats économiques que dans les chapitres suivants, en décrivant quelques usines spéciales, employant ces deux méthodes, que je considère comme caractéristiques.

Réduction  
de la galène  
par le fer  
métallique.

Cette méthode est appliquée dans quelques usines, notamment à Friedrichs-Hütte, près de Tarnowitz, haute Silésie, pour le traitement de minerais riches en plomb, pauvres en argent, dont la gangue contient de l'argile et du calcaire.

Elle comprend les opérations suivantes :

1° *Fonte des minerais* dans un four à manche très-élevé; on ajoute, comme désulfurant et comme fondant, de la vieille fonte en morceaux ou des grenailles obtenues par le bocardage des laitiers des hauts fourneaux, et des scories de forge très-fusibles et peu siliceuses. On obtient trois produits principaux : du plomb d'œuvre; une matte contenant encore du plomb; des scories pauvres, dont une partie seulement peut être jetée.

2° *Grillage des mattes*, en grands tas et à l'air libre.

3° *Fonte des résidus*. On fond dans un four à manche, analogue à celui qui sert pour les minerais : les mattes grillées, les fumées, les fonds de coupelle, les scories riches, les débris de fours, et généralement tous les résidus plombeux des diverses opérations; on passe en même temps des scories anciennes, contenant un peu de plomb et beaucoup d'oxyde de fer. On ne doit obtenir que deux produits principaux : du plomb d'œuvre assez pur pour être coupillé directement; des scories pauvres, qui peuvent être jetées presque en totalité.

4° *Coupeilation du plomb d'œuvre*; elle donne plusieurs produits : de l'argent brut, qui est soumis au raffinage; des litharges marchandes, jaunes et rouges; des litharges impures, qui sont révivifiées dans une opération spé-

ciale; des abstrichs et des abzugs, des fonds de coupelle, etc., qui sont passés dans la fonte des résidus.

Je ne considère que les trois premières opérations, dont le produit définitif est le plomb d'œuvre; je n'ai cité la coupellation que pour montrer l'origine d'une partie des matières qui sont traitées dans la fonte des résidus.

**PREMIÈRE OPÉRATION : FONTE DES MINÉRAIS.** — L'opération est faite dans un four à manche, élevé de 4 à 5 mètres, surmonté par des chambres de condensation, que doivent traverser tous les gaz avant de se rendre dans la cheminée.

Le vent est lancé par une seule tuyère, devant laquelle on maintient un nez assez long pour conduire le vent jusque sur le combustible chargé contre la poitrine. Le bas du four présente la disposition ordinaire d'un avant-creuset et d'un bassin extérieur, dans lequel on fait couler, à des intervalles réguliers, le plomb et la matte en fusion. Le combustible employé en Silésie est de la houille maigre; l'opération réussirait également avec du coke ou du charbon de bois.

**Lits de fusion.** — On sépare, pour le traitement, les minerais riches en morceaux, obtenus par le triage à la main et par les criblages, des produits plus fins et moins riches donnés par les lavages sur les tables. La proportion de fonte et de scories de forge n'est pas la même dans les deux cas: on charge plus de fonte avec les minerais en morceaux, et beaucoup plus de scories pour les produits presque pulvérulents. Les réactions chimiques étant à peu près les mêmes, je ne crois devoir considérer ici que le traitement des minerais riches; quand ils rendent à l'essai de 64 à 65 pour 100 de plomb, on doit leur ajouter dans les lits de fusion de 12 à 14 pour 100 de fonte en morceaux, et 15 pour 100 de scories de

forge ; ces dernières sont en fragments de la grosseur du poing.

En Silésie, les minerais contiennent une certaine quantité de carbonate de plomb, et la présence de ce minéral permet d'abaisser la proportion de fonte jusqu'à 12 pour 100.

*Opération.* — Les matières des lits de fusion sont chargées contre la warme, le combustible contre la poitrine ; les charges descendent assez régulièrement, et rarement il se produit des engorgements. Le nez est quelquefois percé par le choc des morceaux de fonte qui n'ont pas été entièrement sulfurés par la décomposition de la galène ; il est difficile de le maintenir en bon état et à la longueur convenable.

Les matières fondues se réunissent dans le creuset, où elles se séparent d'après l'ordre de leurs densités : les scories passent progressivement sous la poitrine dans l'avant-creuset, en filtrant à travers le combustible, et laissant déposer les grenailles de matte et de plomb, qu'elles contiennent toujours dans l'intérieur du four. Elles coulent par-dessus la brasque sur le sol de l'usine. Les coulées sont faites à des intervalles réguliers, plus ou moins rapprochés, suivant l'activité de la fonte ; on reçoit dans le bassin extérieur les trois produits fondus : le plomb, la matte et la scorie. On nettoie le fond du four, on détache les dépôts ferreux, on bouche le trou de coulée avec un tampon d'argile, et on continue la fonte.

Dans le bassin, la scorie est enlevée autant que possible d'un seul morceau ; on la casse au marteau, et on réserve pour la fonte des résidus les morceaux qui contiennent des grenailles. On traite de la même manière les scories qui ont passé par-dessus la brasque de l'avant-creuset ; on les essaye très-fréquemment, et on ne jette



que la partie qui rend à l'essai moins de 2 pour 100 de plomb.

La matle est soulevée par plaques, à mesure qu'elle se solidifie; elle est cassée au marteau et portée au grillage.

Le plomb est coulé dans des lingotières.

Les parois du four sont rongées très-rapidement par les sulfures métalliques; les campagnes sont toujours très-courtes, de 8 à 10 jours quand on passe des minerais riches; elles sont un peu plus longues, de 15 à 18 jours, dans le traitement des minerais plus pauvres et plus fins, pour lesquels on doit ajouter beaucoup plus de scories de forge.

A de longs intervalles on retire des chambres de condensation les fumées et les matières fines entraînées par les gaz, et toujours partiellement oxydées par l'air extérieur, qui pénètre par la porte de chargement.

*Réactions chimiques.* — Pour l'explication des réactions chimiques de cette opération, j'admettrai que les minerais contiennent principalement de la galène, un peu de carbonate de plomb, et des gangues calcaires et argileuses. Les scories de forge sont des silicates de protoxyde de fer, tenant de 20 à 25 pour 100 de silice et très-peu d'alumine et de chaux; la fonte est ordinairement en morceaux assez petits, quelquefois en grenailles.

A mesure que les charges descendent du gueulard vers le creuset, les actions physiques et chimiques se succèdent dans l'ordre suivant :

Dans la partie supérieure du four, les matières chargées s'échauffent progressivement, le carbonate de plomb est réduit lentement, mais complètement, par les gaz en mouvement ascensionnel; la galène éprouve un peu plus bas une décomposition partielle, déterminée

par la chaleur seule, et de laquelle résulte la volatilisation d'une partie du plomb.

Ces deux premières actions sont pour ainsi dire secondaires; cependant elles pourraient influencer notablement sur la perte en métal : le plomb métallique, provenant de la réduction du carbonate, tombe divisé en gouttelettes jusque dans le creuset; il est soumis dans ce trajet à un courant de gaz très-rapide et à une température de plus en plus élevée; une grande partie du plomb se volatilise et on ne peut en recueillir qu'une fraction dans les chambres de condensation. La perte causée par la décomposition partielle et la volatilisation du sulfure n'est nullement négligeable. On ne peut pas éviter ces pertes par volatilisation, puisqu'elles sont inhérentes aux propriétés chimiques du métal et de ses composés; on peut seulement diminuer leur importance en disposant des chambres de condensation assez vastes pour recueillir une grande partie du métal et du sulfure volatilisés, oxydés et carbonatés par l'action du gaz et de l'air extérieur.

La réaction principale, celle de la fonte sur le sulfure de plomb, ne commence qu'à une faible hauteur au-dessus de la tuyère, au moment où le sulfure de plomb devenant pâteux peut être en contact intime avec les morceaux de fonte. L'action est rapide, donne du plomb métallique et du sulfure de fer, qui tous deux tombent en gouttelettes dans le creuset; le plomb se volatilise encore en partie pendant ce trajet; le sulfure de fer se combine avec une certaine quantité de sulfure de plomb pour former la matte.

Il est essentiel de remarquer que l'action de la fonte sur le sulfure de plomb ne s'exerce qu'au contact, et que la réduction du plomb à l'état métallique ne peut être à peu près complète que si les morceaux de fonte

ont la grosseur convenable. Il faut qu'ils aient dans les matières pâteuses un mouvement relatif très-lent, qui leur permette de se mettre peu à peu en contact avec les différentes parties des matières, avant de tomber au-dessous de la tuyère. Cependant dans le creuset l'action de la fonte en excès n'est pas nulle, ni même négligeable, parce que, venant nager à la surface du plomb métallique, elle reste longtemps en présence de la matte plombeuse, et peut en précipiter encore une certaine quantité de plomb. Cette dernière action est limitée, elle ne peut être importante que si la fonte reste en excès jusqu'au moment de la coulée, c'est-à-dire si on passe dans les lits de fusion plus de fonte que l'opération ne peut en consommer. Cet excès est nuisible, parce qu'il rend le plomb d'œuvre très-ferreux : d'un autre côté, la fonte retirée par l'écumage des lingots n'est pas utilisable, les frais spéciaux de l'opération sont plus élevés qu'ils ne devraient l'être.

Il faut donc s'attacher à compléter au-dessus de la tuyère l'action de la fonte sur le sulfure de plomb, et on ne peut y arriver que par des tâtonnements successifs, en cherchant la grosseur des morceaux de fonte qui convient le mieux aux diverses allures du four. La grosseur des morceaux doit varier en raison de la rapidité de la descente des charges, de manière que chaque fragment soit presque rongé, ait presque disparu, quand il tombe sous la tuyère. On s'aperçoit aisément que la fonte est employée en trop gros morceaux quand on voit dans les coulées plusieurs fragments de fonte de grosseur appréciable nager à la surface du plomb. Si la fonte est en grains trop petits, ils ne se déplacent pas assez vite dans les matières pâteuses au-dessus de la tuyère, et tombent ensuite dans le creuset au-dessous de la matte, sans avoir exercé l'action qu'on aurait dû

attendre de leur quantité; on reconnaît ce défaut à ce qu'on obtient des mattes plus riches en plomb, en même temps que du plomb d'œuvre encore surmonté de nombreuses petites grenailles de fonte.

Le maître fondeur doit apporter une grande attention à la grosseur des fragments de fonte qui sont passés dans les lits de fusion, car elle a la plus grande influence sur la proportion et la pureté du plomb qu'on retire des minerais dans cette opération, et sur la consommation du réactif métallique, c'est-à-dire sur la réussite et sur l'économie du traitement.

Les scories de forge, chargées en morceaux de la grosseur du poing, ne peuvent agir chimiquement que dans la partie inférieure du four, et à une température plus élevée que celle à laquelle commence la désulfuration par la fonte.

Leur rôle est cependant très-utile dans les parties supérieures du four: elles servent à maintenir les charges séparées, à conserver les mélanges des lits de fusion à peu près tels qu'on les a préparés avant le chargement: en même temps elles empêchent le tassement des matières fines et les agglomérations, qui produiraient des engorgements, ou tout au moins nuiraient à la descente régulière et à l'échauffement progressif des charges.

D'après cela, il est facile de comprendre pourquoi il est nécessaire d'augmenter la proportion des scories, quand on passe des minerais menus.

Tant que les scories de forge ne sont pas assez fortement chauffées pour entrer en fusion, elles ne peuvent éprouver aucune action chimique appréciable des gaz réductifs, des combustibles solides, et des matières des lits de fusion, parce qu'il n'y a pas contact suffisamment intime.

A une faible distance de la tuyère, les scories fondent progressivement, se mettent alors en contact de plus en plus intime avec le sulfure de plomb non décomposé, avec la matte déjà produite, et avec une partie du combustible solide; elles perdent une partie de leur oxyde de fer par l'action du sulfure de plomb et par celle du combustible; elles absorbent les gangues terreuses des minerais. L'action directe sur la galène est faible parce que la silice combinée avec l'oxyde de fer s'oppose à sa décomposition. L'action du combustible solide donne du fer métallique, qui est très-divisé, se dissémine dans les matières imparfaitement fondues, et enlève le soufre à une certaine quantité de sulfure de plomb. Cette action est assez limitée dans la fonte des minerais riches, dans laquelle les scories de forge ne sont employées qu'en petite quantité. Leur contact avec le combustible solide n'étant pas intime, et n'ayant lieu à une température suffisamment élevée que pendant un temps très-court, il n'y a réduction que d'une faible partie de l'oxyde de fer combiné avec la silice. L'action désulfurante des scories de forge ne peut être énergique que si elles sont ajoutées en quantité considérable dans les lits de fusion: dans ce cas il est impossible de régulariser la réduction de l'oxyde de fer; il se produit presque toujours des *loups* dans le bas du four, par suite d'une action trop énergique du combustible sur les scories.

Les scories ne peuvent remplacer la fonte que si elles sont employées en proportion considérable: c'est un fait bien prouvé par l'expérience; ainsi à Stolberg, près d'Aix-la-Chapelle, dans le traitement au four à manche des minerais contenant de la galène et du plomb carbonaté, agglomérés par une fusion oxydante dans des réverbères, on emploie comme désulfurant les scories de forge toutes seules; on est obligé

de charger 80 de scories pour 100 de minerais, tandis que 10 pour 100 de fonte suffiraient certainement pour la désulfuration. Il se forme un loup presque à chaque campagne.

Les scories qui se produisent dans le four ne contiennent pas de plomb à l'état de silicate, mais elles retiennent des grenailles de plomb métallique, et de la matte qui ne peut s'en séparer que lentement. La teneur en plomb des scories dépend principalement de leur fluidité et de la rapidité avec laquelle elles sortent du four.

La perte en plomb, dans la fonte au four à manche, est due aux scories produites, à la volatilisation partielle du sulfure, et à celle du plomb métallique. Les scories sont obtenues en quantité relativement faible quand on traite des minerais riches; on conserve pour la fonte des résidus toutes celles qui paraissent un peu plombeuses; on doit donc considérer comme peu importante la perte en métal provenant des scories jetées. La volatilisation est par conséquent la cause principale de perte, et c'est sur elle que doit se porter l'attention du fondeur. Elle se compose de deux parties, celle du sulfure, celle du métal; la première est inévitable; on ne peut que diminuer son influence par l'établissement de bons appareils de condensation. Au contraire, la perte par volatilisation du plomb amené à l'état métallique dépend, au moins en partie, de la composition des minerais.

Le carbonate de plomb que contiennent les minerais est réduit à la partie supérieure du four : le métal obtenu par cette réduction perd par volatilisation une fraction de son poids bien plus grande que le plomb produit par l'action désulfurante dans la partie inférieure du four. Par conséquent, les minerais contenant du carbonate

subissent des pertes plus fortes que les minerais sulfurés non altérés.

Il est important de ne pas ajouter aux minerais des litharges ou des matières plombeuses oxydées, facilement réductibles, puisqu'elles se comporteraient comme le carbonate de plomb.

On ne doit pas, non plus, ajouter aux lits de fusion des scories de l'opération ou des silicates plus riches en oxyde de plomb, comme cela se fait habituellement dans les autres méthodes de traitement aux fours à manche. Dans l'opération que je considère maintenant, les scories pauvres augmentent inutilement la quantité de matières à fondre, retardent la descente des charges, et rendent plus difficile et moins intime le contact de la fonte et des scories de forge avec le sulfure de plomb : les pertes par volatilisation sont plus grandes, l'action des réactifs désulfurants est moins complète; on retire par conséquent moins de plomb à l'état métallique, on obtient une matte plus riche. Les scories de l'opération qui ne sont pas assez pauvres pour être jetées ne peuvent donc pas être passées dans la même fonte que les minerais; il faut les réserver pour le traitement des résidus. Les silicates plus riches en oxyde de plomb présentent les mêmes inconvénients, mais en outre ils donnent des scories très-riches, à moins qu'on n'ait l'attention d'augmenter la proportion de la fonte. On se rend aisément compte de ce résultat par les considérations suivantes : dans l'opération dont il s'agit ici les silicates de plomb ne peuvent être réduits que par les gaz, par le combustible solide, par le sulfure de fer de la matte produite dans le four, ou par le fer métallique. L'action des gaz est à peu près nulle, parce qu'elle ne peut s'exercer qu'à la surface des morceaux compactes, et avant la fusion : celle du combustible solide est faible.

parce qu'en présence des matières diverses des lits de fusion, le contact du combustible avec les silicates de plomb n'est pas intime; il en est de même pour le sulfure de fer de la matte; il ne reste pour appauvrir les scories produites, pour en précipiter le plomb, que l'action du fer métallique. Il faut donc encore réserver les silicates riches en plomb, pour une opération spéciale, pour la fonte des résidus.

La désulfuration par le fer, au four à manche, s'applique seulement aux galènes riches en plomb, à peine altérées par les agents atmosphériques; elle ne peut servir au traitement des divers produits secondaires donnés par les autres opérations.

Il y aurait, dans quelques usines, une grande économie à employer, au lieu de la fonte, des minerais de fer riches et en même temps rendus très-poreux par une calcination préalable. Ils peuvent être chargés en morceaux plus ou moins gros suivant l'état de division des minerais de plomb, et, par conséquent, remplacent avec avantage les scories de forge pour leur rôle physique; au point de vue chimique, ils équivalent au fer métallique, et agissent même avec plus d'énergie que la fonte comme désulfurants. L'oxyde de fer est réduit en grande partie dans le haut du four, et le métal très-divisé qui en résulte se répartit dans le sulfure de plomb, à mesure que les matières entrent en fusion. L'oxyde non réduit sert à donner aux scories la fluidité nécessaire à la séparation des grenailles.

Il est important que les minerais de fer employés comme réactifs désulfurants soient très-riches, d'abord parce que les gangues terreuses augmentent inutilement la proportion des matières à fondre, ensuite et principalement parce que ces gangues absorbent, pour leur propre scorification, une certaine quantité de l'oxyde de



fer. Il faudrait, par conséquent, charger en réalité beaucoup plus d'oxyde de fer à l'état de minerais pauvres qu'en employant des minerais très-purs. Il ne faut pas perdre de vue qu'en augmentant le poids absolu des matières à scorifier, on rend beaucoup plus importante la perte en plomb par volatilisation, par la matte et les grenailles qui restent disséminées dans les scories, et qu'on rend en même temps la désulfuration plus incomplète.

L'argent que contiennent les minerais accompagne le plomb dans toutes les réactions; une partie est volatilisée et se retrouve dans les fumées.

La matte en retient toujours une fraction notable, même quand elle est pauvre en plomb; les scories elles-mêmes en contiennent une quantité appréciable, à cause des grenailles et de la matte disséminées: je dois rappeler que, d'après la composition des lits de fusion et la conduite de l'opération, les scories ne peuvent contenir d'oxyde de plomb combiné avec la silice. Enfin, la majeure partie de l'argent se trouve dans le plomb amené à l'état métallique<sup>1</sup>.

<sup>1</sup> On a essayé dans plusieurs usines de remplacer la fonte en morceaux ou en grenailles par de la tournure de fonte, des rognures de fer, des débris de divers outils ou appareils en fonte et en fer, c'est-à-dire par de la vieille ferraille, qu'il est possible d'obtenir quelquefois à bon marché. On a obtenu des résultats variables, mais généralement on a constaté une consommation plus grande que dans le cas de la fonte en morceaux de dimensions convenables. Les détails que j'ai donnés précédemment font comprendre ce résultat: la grosseur des morceaux de fer métallique ou de fonte n'est pas indifférente; chaque morceau ne peut exercer son action complète et rapide que si ses dimensions sont en rapport avec la rapidité de la descente des charges. Les fragments trop gros tombent rapidement dans le creuset, sans produire toute l'action qu'on devait attendre de leur poids; la tournure de fonte, les rognures de fer se rassemblent souvent en pelotes, ne se disséminent pas dans les matières en fusion, n'exercent qu'une action très-incomplète, et produisent des engorgements et des loupes.

La présence de l'argent dans tous les produits secondaires oblige à les soumettre en totalité à un traitement spécial; même quand ils sont pauvres en plomb, on ne peut jeter qu'une très-faible partie des scories.

Dans le traitement des résidus les pertes en plomb et en argent sont plus grandes que dans la première fonte des minerais, comparativement à la quantité des deux métaux que contiennent les matières traitées.

Il est donc essentiel de soustraire à ces pertes le plus possible du plomb et de l'argent, et d'apporter à la première opération, pour la composition des lits de fusion, pour la proportion et la grosseur des morceaux de fonte, etc., les soins les plus attentifs et les plus minutieux, dans le but d'obtenir la plus grande partie du plomb à l'état métallique; c'est le seul moyen d'atténuer les pertes en plomb et en argent.

Les produits secondaires sont proportionnellement bien plus riches en argent quand les minerais traités sont très-argentifères et pauvres en plomb; une fraction importante de l'argent des minerais passe au traitement des résidus, la perte en métal précieux est très-forte. La méthode de désulfuration directe par le fer, incomplète, mais cependant encore applicable quand il s'agit de minerais peu argentifères et riches en plomb, devient très-défectueuse quand on doit opérer sur des minerais qui contiennent beaucoup d'argent, et que, pour cette raison, on ne peut pas amener par la préparation mécanique à une forte teneur en plomb.

Cette méthode n'a été et ne doit être appliquée qu'à des minerais peu argentifères, contenant comme gangues du quartz, de l'argile ou des silicates, qui s'opposent au traitement par réactions au réverbère.

Il est utile de séparer dans la première fonte les minerais en morceaux ou en grenailles des produits fins et

plus pauvres, qui proviennent du lavage sur les tables. L'utilité de cette division dans le traitement est facile à comprendre; les produits fins du lavage sont toujours plus pauvres en plomb que les minerais en morceaux; leur traitement au four à manche exige des fondants différents, et donne des produits secondaires plus riches en plomb et en argent; les pertes en métaux sont plus fortes; quand on les passe séparément, on peut compenser jusqu'à un certain point l'augmentation des pertes, en employant moins de fonte et plus de scories de forge, c'est-à-dire en diminuant les frais de l'opération. Si on les traitait en même temps que les minerais en morceaux, il faudrait toujours charger à peu près autant de fonte et de scories de forge que dans les deux traitements séparés; les produits secondaires seraient aussi riches en plomb et en argent que si on avait passé seulement des minerais pauvres; les pertes en métaux seraient, par conséquent, plus fortes et dans la première fonte et dans le traitement des résidus.

SECONDE OPÉRATION : GRILLAGE DES MATTES. — Les mattes sont cassées au marteau en morceaux de dimensions très-variables; leur épaisseur est celle des rondelles enlevées des bassins de coulée, et d'environ 0<sup>m</sup>,02 à 0<sup>m</sup>,035. Le grillage est fait à un seul feu, en grands tas et à l'air libre, en employant comme combustibles du menu bois et de la houille.

Je n'ai pas besoin de décrire la disposition des tas; elle est à peu près la même que pour le grillage des minerais de cuivre dans la méthode allemande.

Sur l'aire horizontale on dispose le combustible; au-dessus on range les morceaux de matte, les plus gros vers la base, les plus petits vers le haut; on ménage des cheminées et des canaux pour la mise en feu; toutes les

faces sont recouvertes par les menus produits dans le cassage.

Le grillage dure de cinq à six semaines, suivant les circonstances atmosphériques. La combustion du sulfure de fer, qui entre dans la matte pour une très-forte proportion, dégage beaucoup de chaleur, et se fait avec facilité ; le produit principal est de l'oxyde de fer qui prend une texture poreuse et laisse pénétrer l'oxydation à peu près jusqu'au centre des morceaux.

La matte grillée contient encore une certaine quantité de sulfures, très-faible dans les cas les plus favorables, très-forte au contraire quand des vents trop violents sont venus activer la combustion, ou quand des pluies prolongées l'ont arrêtée trop promptement ; elle renferme en outre de l'oxyde de plomb, du sulfate et principalement de l'oxyde de fer. L'oxydation est toujours plus complète pour les menus fragments que pour les gros morceaux ; elle n'est jamais que partielle pour les matières fines qui forment la couverte.

En défaisant les tas, les ouvriers doivent avoir soin de mélanger aussi bien que possible les diverses parties, afin que les lits de fusion de la fonte des résidus puissent présenter une régularité convenable dans leur composition chimique.

Le grillage en tas ne fait pas perdre beaucoup de plomb, mais il y a toujours un peu d'argent volatilisé ; du moins, ce fait paraît résulter des expériences qui ont été faites jusqu'à présent, expériences nécessairement imparfaites parce qu'il est à peu près impossible de choisir, dans une matière aussi hétérogène, une prise d'essai qui représente exactement la composition moyenne de la matte grillée.

Les essais de grillage des mattes pulvérisées, faits dans un laboratoire et sous la moufle, indiquent tou-

jours une perte très-notable en argent, et jusqu'à présent on n'a pas déterminé l'état chimique sous lequel le métal est volatilisé. On ne doit pas évaluer la perte en argent dans le grillage en grands tas d'après celle qui a lieu sous la moufle, parce que les conditions sont entièrement différentes, mais on peut être certain que le grillage de la matte est une cause de perte.

**TROISIÈME OPÉRATION : FONTE DES RÉSIDUS.** — La fonte de toutes les matières plumbeuses, produits secondaires des différentes opérations, est faite dans un four à manche très-élevé, et doit être conduite de manière à produire seulement du plomb métallique et des scories pauvres.

La hauteur du four dépend de la nature du combustible; en Silésie on brûle de la houille maigre, la hauteur du four peut être portée à 5 mètres.

**Lits de fusion.** — On associe dans la fonte : les mattes grillées en grands tas, et contenant encore une petite quantité de sulfures métalliques; les fumées, matières pulvérulentes riches en plomb, renfermant principalement de l'oxyde, du carbonate et du sulfate de plomb; les fonds de coupelle, composés d'argile et de chaux, imprégnés d'oxyde de plomb en partie seulement combiné avec la silice; les débris de briques et de soles, contenant du quartz, de l'argile, du plomb, de l'oxyde de plomb à l'état de silicate, quelquefois même du sulfure de plomb; les produits impurs de la coupellation, tels que les abstrichs et les abzugs, à texture demi-poreuse, et contenant divers oxydes métalliques, mais principalement de l'oxyde de plomb; les scories de la fonte des minerais, composées de silicate d'alumine, de chaux et de protoxyde de fer, retenant des grenailles de plomb métallique et des sulfures de fer et de plomb; des scories

anciennes riches en plomb, renfermant des grenailles de plomb et de matte disséminées dans un silicate, dont les bases sont l'alumine, la chaux, l'oxyde de fer et l'oxyde de plomb.

Ces diverses matières sont : les unes pulvérulentes ; d'autres agglomérées et poreuses ; les autres enfin très-compactes et en morceaux plus ou moins gros. Dans les matières pulvérulentes et poreuses, le plomb est presque entièrement à l'état d'oxyde ou de sulfate ; dans les autres il est au moins en partie à l'état de silicate. Les fonds de coupelle, les débris de fours et les scories sont compactes et en morceaux, les scories ne renferment pas ou ne renferment que très-peu d'oxyde de plomb combiné ; les fonds de coupelle sont riches en oxyde de plomb, mais ils ne sont ajoutés qu'en poids très-petit dans les lits de fusion ; les fragments de briques contiennent aussi de l'oxyde de plomb à l'état de silicate, mais ne constituent qu'une fraction très-faible des matières passées dans la fonte.

Les agents de réduction du plomb à l'état métallique sont : les gaz en mouvement ascensionnel, dont le pouvoir réductif est considérable en raison de la hauteur du four ; le combustible solide, qui, bien que chargé d'abord séparé des lits de fusion, se mélange en partie avec les matières fondues dans le bas du four ; et enfin, le sulfure de fer contenu dans les mattes grillées et dans les scories de la première fonte.

L'opération est conduite avec lenteur, et ne présente aucune particularité dans le travail du chargement et des coulées : les réactions chimiques sont au contraire très-complexes ; pour amener à l'état métallique la totalité du plomb, pour produire des scories pauvres sans qu'il se forme de matte, il faut que les matières très-diverses soient associées dans les proportions convenables,

et que la rapidité de la fonte soit maintenue dans des limites très-étroites.

*Réactions chimiques.* — Je dois insister sur ces réactions, qui diffèrent essentiellement de celles qui sont utilisées dans la première opération.

Le combustible employé est de la houille maigre; il développe une température élevée dans la partie inférieure du four, et produit dans la partie supérieure des gaz réductifs mélangés d'une forte quantité de vapeur d'eau.

Les charges descendent lentement vers la tuyère, et l'action réductrice des gaz peut être à peu près complète sur les matières pulvérulentes, ou seulement poreuses, avant qu'il puisse y avoir fusion. Les scories et les autres matières trop compactes pour se laisser pénétrer par les gaz n'interviennent dans les réactions qu'à une faible distance au-dessus de la tuyère, quand elles commencent à fondre.

Je considérerai séparément les actions chimiques très-différentes dans les deux parties du four, avant et après la fusion des matières. Il y a nécessairement passage graduel entre les réactions des deux parties; je devrais donc distinguer une troisième zone intermédiaire, dans laquelle s'achèvent les réactions de la zone supérieure et commencent celles de la zone inférieure. Il suffira, je pense, d'indiquer son existence et d'insister seulement sur les réactions des deux parties extrêmes.

Dans la zone supérieure, les matières chargées sont soumises à l'action réductrice des gaz produits par la distillation de la houille et par la combustion qui a lieu devant la tuyère; les gaz inertes ou réducteurs sont mélangés d'une proportion variable de vapeur d'eau, provenant soit de la distillation du combustible minéral, soit de l'action du gaz sur les oxydes métalliques. Sous leur

influence, l'oxyde de plomb non combiné, contenu dans les fumées, dans les mattes grillées, dans les morceaux les plus petits des fonds de coupelle, des abstrichs et des abzugs, est complètement réduit, le métal tombe en gouttelettes jusque dans le creuset; une partie se volatilise et peut être recueillie à l'état de fumées dans les chambres de condensation, en même temps qu'une portion des matières les plus fines des charges, entraînées par le courant des gaz. Le sulfate de plomb des mattes grillées est réduit également presque en entier, en partie à l'état métallique, en partie à l'état de sulfure. L'oxyde de fer est réduit plus ou moins complètement, suivant la facilité avec laquelle il peut être atteint par les gaz à la surface, ou dans l'intérieur des morceaux des mattes grillées. La présence de la vapeur d'eau dans les gaz s'oppose en partie à la réduction dans le haut du four; il ne peut se produire une notable quantité de fer métallique que vers le point auquel la température est assez élevée, pour que la distillation de la houille soit achevée, c'est-à-dire peu de temps avant que les matières commencent à entrer en fusion; le peroxyde de fer contenu dans les mattes grillées produit donc, dans la partie du four considérée maintenant, du fer métallique et du protoxyde; une partie doit cependant échapper à la réduction, ou plutôt chaque morceau un peu gros des mattes grillées doit présenter de la surface vers le centre tous les états d'oxydation du fer, et à la surface seulement du fer métallique.

Les sulfures n'éprouvent aucune altération de la part des gaz réductifs, mais il se produit une certaine quantité d'hydrogène sulfuré par l'action de la vapeur d'eau; cette désulfuration, en présence de l'oxyde de carbone en excès, donne du plomb métallique, du fer et du protoxyde de fer; elle ne peut être que très-limitée, parce que les



sulfures, que le grillage n'a pas atteints, sont nécessairement au centre des morceaux, et, par conséquent, ne sont pas en contact facile avec la vapeur d'eau; la désulfuration est peu importante pour une autre raison : la vapeur d'eau n'est en proportion un peu forte que dans la partie supérieure du four, et, jusqu'à une profondeur assez grande au-dessous du gueulard, la température n'est pas assez élevée pour que l'action chimique soit énergique.

Les scories et les autres matières compactes en morceaux ne subissent qu'une altération peu appréciable, parce que les gaz réductifs ne pénètrent pas dans l'intérieur des morceaux, et que, même à la surface, l'oxyde de plomb est préservé en partie par les combinaisons dans lesquelles il est engagé.

Au moment où les charges commencent à se ramollir et entrent progressivement en fusion, les gaz cessent à peu près complètement leur action, d'abord parce que leur contact ne peut plus être intime, ensuite parce que l'état d'agglomération des matières empêche les gaz de passer et les porte presque entièrement contre la poitrine.

Les morceaux du combustible solide, alors complètement carbonisé, se mêlent en partie avec les matières et commencent des actions réductives énergiques, qui s'exercent au contact seulement.

Les matières, en fusion d'abord pâteuse, prennent une fluidité de plus en plus grande à mesure qu'elles approchent de la tuyère, et tombent entièrement fondues dans le creuset; là les réactions doivent être terminées, il ne reste plus à effectuer que la séparation par ordre de densités des deux produits principaux de la fonte, le plomb métallique peu argentifère et les scories pauvres.

Dans cette seconde partie du four les réactions sont

complexes ; les charges préparées par les actions que j'ai précédemment exposées contiennent encore :

Des silicates, dont les bases sont : l'alumine, la chaux, la magnésie, les oxydes de fer et de plomb ; renfermant des grenailles de plomb métallique et de matte, qui s'en séparent dès que la fusion des scories commence ;

Des mélanges de silicates de chaux, d'alumine et d'oxyde de plomb, avec du quartz, de l'argile, de la chaux et de l'oxyde de plomb encore libre ; ce sont les morceaux compactes des fonds de coupelle et des débris de fours ;

De l'oxyde de plomb et de l'oxyde de fer, provenant des plus gros fragments des abstrichs et des abzugs ;

Des sulfures de plomb et de fer, formant une matte qui est répartie en gouttelettes dans toute la masse pâteuse ;

Des oxydes de fer et du fer métallique, produits par la réduction du peroxyde de fer des mattes grillées, et disséminés assez régulièrement dans les matières en fusion.

Ces substances diverses sont mélangées partiellement, du côté de la poitrine, avec des fragments du combustible ; elles sont traversées par des gouttelettes du plomb amené à l'état métallique dans la partie supérieure du four.

Les plus gros morceaux des scories, des fonds de coupelle, etc., ne fondent que très-lentement, et produisent dans les matières pâteuses, qu'ils tendent à traverser, un brassage qui s'oppose aux engorgements, lesquels seraient inévitables si toutes les matières prenaient au même instant l'état pâteux : ce brassage est encore utile, en mettant en contact plus régulier les corps qui doivent réagir.

L'oxyde de plomb fait promptement entrer en fusion les matières siliceuses, et ne peut être que partiellement

réduit avant de passer entièrement à l'état de silicate. Les réactions doivent donc avoir lieu entre des silicates à plusieurs bases, plus ou moins riches en oxyde de plomb, les sulfures de fer et de plomb, les oxydes du fer et le fer métallique.

Je n'insiste pas sur l'action des fragments du combustible solide, facile à comprendre; elle contribue dans certaines limites à réduire l'oxyde de plomb, et même une nouvelle quantité d'oxyde de fer.

Le protoxyde de fer ne peut servir à produire du plomb métallique; il entre rapidement dans la composition des silicates et leur donne de la fluidité.

Les oxydes supérieurs du fer décomposent une partie du sulfure de plomb, en produisant du plomb métallique, de l'acide sulfureux et du protoxyde de fer; ce dernier passe dans les scories.

Le fer métallique très-divisé agit énergiquement sur le sulfure de plomb et sur l'oxyde de plomb combiné avec la silice, en formant du sulfure de fer, du silicate de protoxyde de fer et du plomb métallique : le sulfure de fer décompose une partie de l'oxyde de plomb des silicates, mais en donnant des produits différents, suivant la proportion des corps en présence : si les silicates contiennent beaucoup d'oxyde de plomb relativement au sulfure de fer, les deux éléments du sulfure sont oxydés en même temps, on obtient du plomb métallique; dans le cas contraire il se forme toujours du sulfure de plomb.

Le but qu'on se propose d'atteindre est d'éviter la formation d'une matte, qui retiendrait non-seulement du plomb, mais encore de l'argent, et que, pour cette raison, on devrait encore soumettre au grillage et à la fonte : on ne peut donc pas compter sur le sulfure de fer pour appauvrir complètement les scories; il faut, au

contraire, que les silicates soient assez plombeux pour décomposer la totalité du sulfure de fer existant dans les charges, ou formé dans le four par la réaction du fer métallique sur le sulfure de plomb. Le combustible solide et le fer, amené à l'état métallique dans le haut du four, doivent être les agents principaux de l'appauvrissement définitif des scories. Le fer lui-même ne doit pas être en excès, pour que le plomb d'œuvre obtenu soit à peu près pur. Il est impossible d'obtenir constamment des scories qui ne renferment pas du tout d'oxyde de plomb, on considère comme suffisamment pauvres celles qui ne rendent pas à l'essai plus de 2 pour 100 de métal; elles ne sont pas argentifères, et la perte en plomb qui résulte de leur défaut d'appauvrissement peut être négligée; elle est de beaucoup inférieure à celle qui résulte de la volatilisation du plomb pendant l'opération.

Les considérations précédentes montrent combien il est difficile d'atteindre à peu près le but proposé: il faut réussir à combiner la composition et la rapidité de la descente des charges de manière que les réactions diverses soient complètement effectuées. La réduction par les gaz dans la zone supérieure doit produire du fer métallique, et en même temps laisser du peroxyde de fer et du silicate de plomb non décomposé: dans la zone inférieure le soufre des sulfures de fer et de plomb doit être complètement brûlé par le peroxyde de fer et par une partie de l'oxyde de plomb, et la presque totalité du silicate de plomb est réduite par le fer métallique et par le combustible solide.

Il faut faire attention non-seulement à la composition des matières traitées, mais encore à la grosseur et à la compacité des morceaux, qui ont une influence presque aussi grande que la composition chimique sur la réussite de l'opération.

Dans la pratique on est averti de la nécessité de modifier les charges par la nature et la richesse en plomb des produits obtenus. Quand on obtient seulement du plomb et des scories, et que ces dernières, bien que très-fluides, sont riches en plomb, on en conclut que les lits de fusion manquent de sulfure et d'oxyde de fer; on doit passer dans les charges une plus grande quantité de matte grillée; quand, au contraire, on obtient des scories pauvres et une matte, c'est un signe que les sulfures sont en trop grand excès dans les charges; on doit passer une proportion plus grande de matières oxydées, et surtout de celles qui peuvent conserver leur oxyde de plomb jusque dans la zone inférieure du four, c'est-à-dire des silicates plombeux ou des fouds de coupelle en gros morceaux.

La fluidité des scories est toujours assez facile à obtenir, en augmentant la proportion des scories anciennes passées avec les résidus.

*Pertes par volatilisation.* — Je dois m'arrêter quelques instants sur la perte considérable en plomb par volatilisation qui a lieu dans le traitement des résidus. On recueille à l'état de fumées, dans les chambres de condensation, une partie du métal volatilisé; mais la perte réelle n'en est pas moins très-forte, parce que ces fumées doivent repasser dans le traitement. Il est donc très-important de mettre en évidence les causes de perte par volatilisation, et l'insuffisance des moyens dont on dispose pour en diminuer la proportion.

La plus grande perte provient du plomb réduit dans le haut du four, parce qu'il reste le plus longtemps exposé au courant des gaz pendant sa chute en gouttelettes dans le creuset; la perte est moindre pour le métal réduit plus près de la tuyère, mais elle est encore très-grande par suite de la température très-élevée nécessaire

pour donner aux scories la fluidité convenable. On peut diminuer la volatilisation, mais seulement jusqu'à une certaine limite, en composant les charges de manière à produire des silicates facilement fusibles; on la réduirait beaucoup en évitant de passer dans la fonte des résidus les produits oxydés riches en oxyde de plomb et facilement réductibles, par exemple les litharges impures et les fumées : mais cela n'est possible que si on traite ces produits dans des opérations spéciales. Ordinairement tous les produits secondaires de toutes les opérations, qui contiennent encore un peu d'argent, doivent être passés dans cette fonte ou dans la première; or, dans la fonte des minerais, les matières oxydées poreuses et pulvérulentes présenteraient les mêmes inconvénients, à un plus haut degré, et de plus elles nuiraient en partie à la réaction du fer sur le sulfure de plomb, qu'on doit chercher à rendre aussi complète que possible. On est donc obligé de passer ces matières dans la fonte des résidus, et de se résigner à la volatilisation d'une fraction très-notable du plomb qu'elles contiennent.

Cette volatilité du plomb est le grave écueil de toutes les méthodes qui emploient les fours à manche, et je pourrais citer plusieurs usines dans lesquelles la volatilisation du plomb dans une seule fonte dépasse 40 pour 100 du métal contenu dans les lits de fusion.

On conçoit, d'après cela, quelle importance ont les chambres de condensation dans lesquelles se déposent, en outre, les matières les plus fines qui sont entraînées par les gaz. Les fumées recueillies sont traitées de nouveau dans la même fonte et laissent volatiliser une grande partie de leur plomb, en sorte que la perte définitive en métal est encore très-forte, même dans les usines où de grandes dépenses sont faites pour l'établissement des appareils de condensation.

Il n'y aurait qu'un seul moyen de diminuer notablement les pertes, ce serait de soumettre toutes les fumées et les litharges en poussière à un traitement spécial au réverbère; elles peuvent être, sans aucun inconvénient, soustraites des lits de fusion de la fonte des résidus, puisqu'elles n'interviennent pas dans les réactions de la partie inférieure du four.

Ce traitement spécial des litharges et des fumées, qui ne renferment pas beaucoup de sulfate de plomb, peut être fait de la manière suivante :

Les litharges et les fumées sont mélangées intimement avec 12 pour 100 de charbon de bois ou de houille menue, chargées sur la sole d'un four à réverbère, et chauffées rapidement jusqu'au rouge sombre; le plomb réduit coule hors du four, dont la sole doit présenter une forte inclinaison. Dès que l'agglomération commence, on brasse fortement les matières avec un rable; on les retire du four quand on ne voit plus couler de plomb, la température n'étant pas alors élevée jusqu'au rouge cerise.

Par cette réduction rapide, faite à une température modérée, on retire presque sans pertes une grande partie du plomb et de l'argent contenus dans les fumées et dans les litharges; on obtient des crasses plombeuses, fortement agglomérées, qui peuvent être passées très-utilement dans la fonte des résidus.

Dans la fonte au four à manche les matières traitées contiennent toutes notablement moins d'argent que les minerais eux-mêmes, cependant la perte en argent est relativement plus forte que dans la première fonte. L'argent est à l'état métallique ou d'oxyde dans les fumées, les fonds de coupelle, les mattes grillées, etc. L'oxyde est réduit très-rapidement, et le métal est exposé, sur toute la hauteur du four, au courant des gaz, qui facilite sa

volatilisation ; il est de plus partiellement entraîné par les vapeurs du plomb.

La volatilisation est du reste la seule cause de perte en argent dans l'opération que je considère maintenant, tant qu'il ne se produit pas de matte. Les scories n'en retiennent qu'une quantité très-faible, généralement négligeable, combinée avec le plomb dans les grenailles ; on a soin de casser au marteau et d'examiner avec soin toutes les scories ; celles qui renferment des grenailles sont repassées dans la fonte, avec celles qui tiennent une proportion un peu forte d'oxyde de plomb par suite des dérangements dans l'allure du four, ou d'une composition défectueuse des lits de fusion.

*Considérations générales sur la méthode.* — J'ai déjà beaucoup insisté sur la nécessité de ne soumettre à la réduction directe de la galène par le fer métallique que des minerais riches en plomb, pauvres en argent ; il me reste à présenter quelques observations sur la méthode entière, sur l'influence des gangues diverses, terreuses ou métalliques, et sur les résultats obtenus dans les deux fontes.

La première opération doit donner à l'état de plomb d'œuvre la plus grande partie des métaux utiles que renferment les minerais ; pour les raisons que j'ai précédemment exposées, on ne peut ajouter aux lits de fusion que les fondants strictement nécessaires pour scorifier les gangues ; on choisit comme fondants les scories de forge qui servent en même temps de réactif utile à la désulfuration. Les produits secondaires, les mattes, les fumées, et même une partie des scories, sont assez riches en plomb et en argent pour qu'on ne puisse pas les jeter. L'opération ne constitue pas un traitement complet, d'abord parce qu'elle donne des matières plombeuses et argentifères qu'il faut soumettre à une



nouvelle fonte, et ensuite parce qu'elle ne peut recevoir les résidus plombeux, soit de l'opération elle-même, soit de la coupellation.

Cette première fonte correspond parfaitement, pour son but et pour le résultat obtenu, au traitement par réactions aux fours à réverbère des minerais riches, dont la gangue n'est pas quartzreuse.

Il faut, pour tirer parti de tous les produits secondaires, une fonte spéciale, dans laquelle on associe les composés sulfurés imparfaitement grillés, les matières oxydées, les silicates, etc., de manière à produire seulement des scories pauvres et du plomb d'œuvre. La fonte des résidus est le complément obligatoire du traitement, mais ne remplit pas complètement son but : elle donne, elle aussi, un produit secondaire, riche en plomb et plus ou moins argentifère, les fumées, qu'il faut traiter encore; elle ne peut servir économiquement pour la réduction des litharges impures de la coupellation; il faudrait la compléter par deux traitements spéciaux, l'un pour les fumées, l'autre pour les litharges.

Dans les deux fontes, l'agent principal de la réduction est le fer métallique : dans la première, il est employé à l'état de fonte, de minerais de fer, ou de scories de forge; dans la seconde, il provient de la réduction partielle du peroxyde contenu dans les mattes grillées. La fonte et les minerais de fer très-purs coûtent fort cher, en sorte que la méthode considérée n'est pas économique; c'est une des raisons pour lesquelles elle n'est applicable qu'aux minerais riches en plomb.

*Influence des gangues.* — Les gangues les plus favorables pour le traitement sont celles qui peuvent former des scories fusibles, soit seules, soit avec les scories de forge employées comme réactif désulfurant : ce sont le quartz et l'argile, soit seuls, soit accompagnés de calcaire

ou de dolomie. Les minerais traités, devant être riches en plomb, ont passé à la préparation mécanique, et ces gangues peuvent être assez facilement enlevées par les criblages des grenailles, par le travail au caisson et même par les lavages sur les tables; on peut facilement ne laisser, dans les produits livrés à l'usine, qu'une quantité de matières terreuses assez faibles pour ne pas empêcher la désulfuration par le fer.

Le sulfate de baryte est plus difficile à séparer par la préparation mécanique, mais il n'est pas très-nuisible; dans la première fonte il se transforme en partie en sulfure de barium qui se retrouve dans la matte; le reste de la baryte passe dans les scories. Le grillage de la matte reproduit en grande partie le sulfate de baryte; dans la fonte des résidus, le sulfate est de nouveau partiellement transformé en sulfure, qui se comporte à peu près comme le sulfure de fer: il oblige par conséquent à passer dans les lits de fusion de la fonte des résidus une plus grande quantité de silicate de plomb, ou de matières plombeuses oxydées en morceaux compactes. La baryte se partage en définitive entre les scories des deux fontes, et contribue à leur fluidité.

Le spath-fluor est plutôt utile que nuisible, parce qu'il facilite la fusion des gangues quartzeuses et argileuses<sup>1</sup>.

Les gangues métalliques ont en général une influence très-fâcheuse sur la désulfuration de la galène par le fer: elles ne sont pas séparées à la préparation mécanique aussi facilement que les gangues terreuses, et ce n'est qu'en perdant beaucoup de plomb qu'on peut arriver à des produits d'une richesse suffisante. Cette première remarque permet de conclure qu'on ne doit pas chercher

<sup>1</sup> Il ne faut pas oublier que les minerais contiennent du quartz ou de l'argile, car, dans le cas contraire, il y aurait avantage à les traiter au reverbere par la méthode des réactions.

à appliquer la méthode considérée à des minerais pyriteux ou blendeux, contenant une proportion un peu notable d'argent. Même pour des minerais pauvres en argent, le traitement par le fer est inapplicable avec économie. Supposons en effet qu'on veuille traiter de la galène contenant, après la préparation mécanique, de 8 à 10 pour 100 de pyrite de fer. Dans la première fonte, la pyrite laisse distiller une partie de son soufre, dès qu'elle est portée à une température suffisamment élevée, c'est-à-dire dans la partie inférieure du four; le soufre volatilisé est absorbé presque entièrement par le fer de la fonte dans la partie supérieure, et par conséquent le réactif principal n'est pas entièrement utilisé pour la désulfuration de la galène; il faut augmenter de 2 à 3 pour 100 sa proportion dans les lits de fusion, et les frais de l'opération sont par là beaucoup augmentés. La matte est obtenue en quantité plus grande, elle est plus chargée de sulfure de fer; dans la fonte des résidus on doit passer une plus grande quantité de silicate de plomb.

L'inconvénient résultant de la présence de la pyrite de fer est donc seulement une augmentation notable dans la quantité de fonte consommée pour la désulfuration; mais cet inconvénient est très-grave, puisque la fonte est le réactif dispendieux; au lieu d'en employer de 12 à 15 pour 100, il faut en charger de 15 à 18 pour 100; la différence est assez grande au point de vue économique pour faire condamner la méthode.

La blende agit d'une manière bien différente: comme elle est en général bien plus divisée que la pyrite, elle est décomposée partiellement dans le haut du four par l'action de la vapeur d'eau: l'oxyde de zinc qui en résulte est en grande partie réduit un peu plus bas par les gaz, et le zinc métallique se volatilise, en rendant

plus grande la perte par volatilisation du plomb et surtout de l'argent. Le sulfure de zinc qui échappe à l'action de la vapeur d'eau est partiellement décomposé par le fer; une partie de la fonte, en morceaux ou en grenailles, est inutilement employée à cette réaction; en outre, le sulfure de zinc non décomposé entre dans la matte et la rend beaucoup moins fluide. Les scories retiennent un peu de l'oxyde de zinc, produit par l'action de la vapeur d'eau, et soustrait par la fusion des scories de forge à la réduction par les gaz, et ne peuvent acquérir la fluidité convenable qu'à une température plus élevée.

Les effets de la présence de la blende sont donc d'obliger de chauffer plus fort, ce qui augmente la perte en plomb et en argent par volatilisation; de produire une sublimation de zinc métallique, qui entraîne toujours une certaine quantité du plomb et de l'argent; de rendre plus forte la consommation de fonte; et enfin de produire des fumées, des scories et de la matte, contenant de l'oxyde ou du sulfure de zinc.

Dans le traitement des résidus, le zinc contenu dans les produits secondaires de la première opération est ramené presque en totalité à l'état métallique, se volatilise, et fait perdre une plus forte proportion de plomb et d'argent.

Dans le traitement des galènes blendeuses il se forme très-fréquemment, au gueulard même, ou à une petite profondeur, des dépôts ou cadmies que les ouvriers doivent détacher à coups de ringards. Le travail des hommes est plus pénible; les frais de main-d'œuvre sont nécessairement plus élevés.

Tout en signalant ces inconvénients, qui rendent la méthode en question très-pen économique pour des minerais contenant beaucoup de blende, je dois dire que ce

minéral est très-nuisible dans toutes les méthodes employées jusqu'à présent ; que dans toutes il rend les opérations plus difficiles et qu'il augmente les pertes en plomb et en argent.

Le sulfure d'antimoine est plus rarement que la blende mélangé avec la galène ; quand il existe en proportion un peu forte dans les minerais, il rend peu économique ou même impossible leur traitement direct par le fer. Dans la première fonte, le sulfure d'antimoine se comporte à peu près comme la galène ; la seule différence est que le sulfure et le métal sont bien plus volatils que le plomb et la galène, et qu'ils entraînent par leur volatilisation une quantité plus grande des deux métaux utiles.

Le sulfure d'antimoine est réduit par le fer, et produit de l'antimoine métallique et de l'antimoniure de fer : la consommation de fonte est bien plus grande que s'il n'y avait à désulfurer que la galène ; en raison de cette plus grande consommation, la méthode ne peut être appliquée avec économie aux galènes trop chargées de sulfure d'antimoine.

Ce n'est pas là, du reste, le seul inconvénient de la présence de ce minéral. Il augmente, comme je viens de le dire, la perte par volatilisation dans la première opération ; tous les produits secondaires renferment de l'antimoine, sous divers états de combinaison : les fumées contiennent des antimoniates ; les scories retiennent des grenailles de plomb et de matte renfermant de l'antimoine ; la matte contient de l'antimoine combiné avec le soufre, le fer et le plomb. Le produit principal de l'opération, le plomb d'œuvre, étant lui-même antimonial, tous les résidus de la coupellation sont chargés d'antimoniate de plomb.

Le grillage des mattes expulse une partie de l'anti-

moine, qui entraîne, en se volatilisant, une certaine quantité d'argent.

La fonte des résidus, qui tous contiennent des antimoniates, fait perdre encore beaucoup de plomb et d'argent, par suite de la volatilisation d'une grande partie de l'antimoine, et le plomb d'œuvre obtenu est encore antimonial; l'opération peut du reste être conduite à peu près comme dans le traitement des minerais purs.

La présence du sulfure d'antimoine augmente donc la consommation de fonte, et diminue le rendement des minerais en plomb et en argent. J'indiquerai bientôt que, dans la coupellation, l'antimoine salit les litharges presque jusqu'à la fin de l'opération; elles ne peuvent pas toujours être vendues, même à des prix inférieurs; leur révivification donne du plomb très-aigre, dont la valeur commerciale est beaucoup plus faible que celle du plomb pur.

La pyrite arsenicale est plus nuisible encore que la pyrite ordinaire, à cause de l'arsenic qui présente à peu près les mêmes inconvénients que l'antimoine; les pertes par volatilisation sont plus considérables; la consommation de fonte est plus forte; le plomb d'œuvre est arsenical; les litharges produites à la coupellation sont plus ou moins sales.

Il y a quelques différences entre les actions chimiques de l'arsenic et celles de l'antimoine, mais elles ne sont pas assez importantes pour que je répète les détails que j'ai donnés plus haut. L'arsenic est plus volatil et passe dans le plomb d'œuvre en quantité relativement bien moindre; il est plus rapidement oxydé dans la coupellation.

Le cuivre gris et le cuivre pyriteux ne sont ordinairement qu'en très-petite proportion dans les galènes, et dans ce cas ils n'empêchent pas d'appliquer la méthode

de désulfuration par le fer : le cuivre passe avec le plomb dans tous les produits, principaux et secondaires ; comme il n'est pas notablement volatil, il se concentre en totalité dans le plomb d'œuvre. Dans la coupellation, le cuivre s'oxyde aussi lentement que le plomb, les litharges contiennent toutes de l'oxyde de cuivre et sont impropres à un certain nombre d'usages industriels. Cet inconvénient est le même dans toutes les méthodes métallurgiques appliquées jusqu'à présent au traitement des minerais de plomb qui contiennent des mouches de cuivre gris ou de cuivre pyriteux.

Quand la galène renferme une quantité assez notable de cuivre pyriteux pour qu'on ait intérêt à retirer le cuivre en même temps que le plomb et l'argent, le traitement métallurgique des minerais employés présente des difficultés qui n'ont pas encore été surmontées complètement. Ce n'est pas ici le moment d'exposer ces difficultés ; je les signalerai en décrivant la métallurgie du Hartz.

Le fer carbonaté existe dans un certain nombre de filons comme gangue de la galène ; il peut en être séparé en grande partie par cassage au marteau et par triage à la main, mais non pas par les lavages sur les tables ; la proportion de fer carbonaté qui reste dans les produits préparés peut être assez grande sans que la méthode de désulfuration par le fer cesse d'être applicable.

En effet, dans la première opération, le fer carbonaté remplace avec beaucoup d'économie une partie, sinon même la totalité de la fonte ordinairement employée pour la désulfuration ; l'oxyde de fer qui n'est pas utilisé comme réactif désulfurant passe dans les scories et contribue à leur donner beaucoup de fluidité. Les résidus soumis à la seconde fonte ont la même composition que dans le traitement des minerais à gangues terreuses.

C'est la seule de toutes les gangues terreuses ou mé-

talliques qui soit réellement utile dans le traitement direct au four à manche, et qui permette d'abaisser beaucoup les frais de traitement, ordinairement très-élevés, de la méthode considérée.

Seconde  
méthode  
de traitement  
au four  
à manche.

La seconde méthode de traitement des galènes au four à manche donne le plomb d'œuvre en deux opérations : elle n'exige pas une fonte spéciale pour les produits secondaires provenant, soit de la première partie du traitement, soit de la coupellation.

Les deux opérations sont :

1° Le *grillage des minerais* dans un réverbère, terminé à une température assez élevée pour agglomérer fortement, ou même pour fondre complètement toutes les matières chargées. L'opération donne un seul produit principal, les minerais grillés; on obtient comme produit secondaire des fumées riches en plomb, recueillies dans des appareils de condensation.

2° La *fonte au four à manche* des minerais grillés, auxquels on ajoute des fondants pour les gangues terreuses, et tous les résidus plombeux obtenus dans les diverses opérations; quelquefois on passe dans les lits de fusion de la ferraille, de la vieille fonte, ou des minerais de fer; ces réactifs sont destinés à réduire le sulfure de plomb qui a pu échapper à l'oxydation pendant le grillage, et les silicates de plomb contenus dans les charges ou formés dans le four. On obtient deux produits fondus, le plomb d'œuvre et les scories. Les scories doivent être pauvres en plomb, et sont jetées en grande partie; on repasse dans les lits de fusion seulement celles qui renferment des grenailles, ou qui contiennent de l'oxyde de plomb, par suite d'un dérangement dans l'allure du four. On cherche à éviter la formation d'une matte, mais on n'y parvient pas toujours; elle doit être considérée comme un produit secondaire, qui doit être traité comme les minerais et en



même temps qu'eux. La volatilisation du plomb est généralement très-grande, les appareils de condensation ont un vaste développement dans toutes les usines bien dirigées; les fumées sont un produit très-important, et non plus un produit secondaire, comme dans le grillage; on les passe ordinairement au four à manche avec les minerais grillés.

La méthode que je considère maintenant est employée sur le continent pour le traitement des galènes argentifères, presque toujours mélangées avec une très-forte proportion de gangues terreuses et métalliques. La plus grande partie des minerais amenés aux usines a subi la préparation mécanique; mais il faut généralement traiter des produits pauvres en plomb, parce que la séparation à peu près complète des gangues, dans le lavage des matières fines, ferait perdre trop d'argent.

Je supposerai d'abord que les gangues sont terreuses, c'est-à-dire composées de quartz, d'argile, de spath-fluor, de sulfate de baryte; je reviendrai plus tard sur l'influence des sulfures métalliques, blende, pyrites, etc., qui accompagnent ordinairement la galène.

**PREMIÈRE OPÉRATION : GRILLAGE, AGGLOMÉRATION.** — L'opération est faite dans un réverbère, chauffé au bois ou à la houille, à une ou à deux soles; à cet égard, les diverses usines présentent de grandes différences, mais je n'ai pas à m'en occuper maintenant, parce que les dispositions particulières, adoptées dans les localités différentes, sont commandées seulement par des considérations économiques; le résultat qu'on cherche à obtenir est à peu près le même partout, et les réactions chimiques sont presque identiques.

**Réverbère à une sole.** — Je considère d'abord le grillage fait dans un réverbère à une seule sole, chauffé à la houille;

le foyer est peu profond, en sorte que les flammes ne sont jamais réductives; l'air nécessaire à l'oxydation est amené sur la sole par deux orifices latéraux qui débouchent aux angles du pont, et qu'on peut fermer entièrement, ou en partie, avec des briques taillées en forme de pyramide. Les gaz sortant du four se rendent dans les appareils de condensation, qui servent à la fois pour tous les fours, de grillage, de réduction et de coupellation.

L'opération est divisée en deux périodes; dans la première on cherche à oxyder le soufre et le plomb; la température est maintenue assez basse pour qu'il ne se produise aucune agglomération; dans la seconde on agglomère fortement, ou même on fond presque complètement les minerais oxydés; les divers degrés d'oxydation et d'agglomération sont commandés par plusieurs considérations importantes, sur lesquelles j'insisterai en parlant des réactions chimiques de l'opération.

*Première période.* — Les minerais sont chargés<sup>1</sup> par les portes latérales ou par une trémie; ils sont pulvérisés et réduits en sable plus ou moins fin. On les étend sur la sole; au bout de quelques heures, on ouvre les orifices latéraux aux angles du pont, et on chauffe très-doucement pendant tout le temps que l'expérience indique être nécessaire au degré d'oxydation qu'on veut obtenir. Par le travail ordinaire au rable et à la spadelle on renouvelle de temps en temps les surfaces, et on change la place occupée par les diverses parties de la charge, afin de régulariser autant que possible l'oxydation et l'élévation de la température. La galène se grille plus lentement que le cuivre pyriteux; dans un four de très-grandes dimensions, et pour une charge de 800 kilogrammes de minerai rendant à l'essai de 30 à 35 pour 100 de plomb, il ne faut

<sup>1</sup> A la suite de l'opération précédente on laisse refroidir le four jusqu'au rouge sombre avant de procéder au chargement.

pas moins de dix heures pour oxyder environ les  $\frac{5}{6}$  du sulfure de plomb.

*Seconde période.* — Quand l'oxydation est suffisamment avancée on ferme les orifices latéraux, on charge la grille, et on porte rapidement le four à la température du rouge cerise. La chaleur est plus forte auprès du pont, et c'est toujours de ce côté que les matières commencent à fondre, on travaille sur cette partie de la sole, avec un ringard, les matières qui entrent en fusion, de manière à régulariser l'agglomération sur toute l'épaisseur de la charge : on fait sortir du four, à l'aide d'un râble, les minerais qui sont suffisamment agglomérés. On avance le reste des minerais près du pont, et on opère sur eux de la même manière, en tirant progressivement hors du four les parties qui sont arrivées au point convenable de fusion ou d'agglomération.

Quand toute la charge a été retirée du four, on ouvre toutes les portes afin d'abaisser la température jusqu'au rouge sombre ; une nouvelle charge est alors introduite et traitée de la même manière.

Les minerais grillés et agglomérés sont cassés au marteau après refroidissement complet, et sont transportés à l'atelier des fours à manche.

*Considérations générales. — Réactions chimiques.* — Le but de la première opération est complexe, et la manière dont elle est conduite dépend nécessairement beaucoup de la marche adoptée pour la fonte au four à manche ; il faut toujours oxyder presque complètement la galène, et ensuite agglomérer les minerais grillés de manière à éviter l'entraînement des matières fines par le vent lancé dans le four à tuyère ; mais il est en outre nécessaire que la composition chimique des minerais grillés, le degré de compacité des morceaux permettent de les passer utilement avec tous les résidus plombeux de l'usine, avec

les fondants et les réactifs qui peuvent être obtenus à des prix modérés.

Je ne peux pas considérer ici toutes les variations de l'état physique et chimique des minerais grillés qui sont commandées par la fonte au four à manche, je ne peux m'occuper que du cas général ; la première opération doit donner un produit qui ne renferme que peu de sulfure de plomb, peu de sulfates, et qui soit en même temps fortement aggloméré.

Pendant la première période, oxydation à basse température, une faible partie du soufre est expulsée à l'état d'acide sulfureux, il se forme des sulfates de plomb et de chaux ; le quartz, l'argile, le spath-fluor, le sulfate de baryte, et même une partie du carbonate de chaux restent inaltérés ; ces gangues sont mélangées intimement avec les produits de l'oxydation, oxyde de plomb, sulfates de plomb et de chaux, et avec le sulfure de plomb que n'atteint pas l'oxygène contenu dans les gaz et dans les flammes. Dans cette période, la perte par volatilisation est à peu près nulle, il y a seulement entraînement partiel des matières fines par le courant gazeux ; elles sont recueillies en totalité dans les appareils de condensation, après avoir été plus ou moins complètement modifiées par l'oxygène, l'acide sulfureux et l'acide carbonique, contenus dans les gaz qui sortent du four.

Dans la seconde période, l'agglomération commence auprès du pont, presque immédiatement après la fermeture des orifices latéraux ; comme les ouvriers ne travaillent que les matières déjà partiellement agglomérées, l'entraînement des parties fines a moins d'importance que dans la première partie de l'opération ; il n'y a pas non plus de volatilisation un peu notable. Pendant la fusion, l'argile et le quartz décomposent peu à peu les sulfates, et peuvent former des scories bien fondues, silicates dont

les bases sont : l'oxyde de plomb, la baryte, l'alumine et la chaux provenant de la décomposition du sulfate de baryte et des calcaires, et dans lesquels sont en suspension ou en combinaison : le spath-fluor, le sulfure de plomb, et une petite quantité de sulfates non décomposés.

La scorification, la décomposition des sulfates, la fusion des matières retirées du four, peuvent être réglées à volonté, en prolongeant la durée de la seconde période, en élevant la température, en mélangeant avec les minerais, et avant le chargement, du sable quartzeux, dans le cas où les gangues siliceuses ne sont pas en proportion suffisante.

On peut faire varier également, dans les limites les plus étendues et suivant les besoins de la fonte au four à manche, la quantité de sulfure de plomb qui reste mélangée avec les matières oxydées.

Au point de vue théorique, l'opération peut toujours être conduite de manière à donner, presque sans pertes, les minerais grillés avec la composition chimique et la compacité qui conviennent le mieux pour la fonte suivante ; mais dans la pratique on n'est pas aussi complètement maître du résultat du grillage.

Dans un grand nombre d'usines, le combustible coûte très-cher, et on doit quelquefois l'économiser aux dépens de la perfection du grillage.

*Produits.* — On obtient un seul produit principal, le minerai grillé ; les fumées et les matières fines recueillies dans les appareils de condensation sont en quantité relativement faible, et doivent être considérées comme un produit tout à fait secondaire. Les minerais grillés contiennent : de l'oxyde, du sulfate et du sulfure de plomb ; des silicates d'alumine, de chaux, de baryte, d'oxyde de plomb ; du spath-fluor ; quelquefois même

des sulfates de chaux et de baryte, assez intimement mélangés, et en proportions variables avec la nature des minerais et les soins apportés au grillage.

*Remarque.* — Il est utile d'observer que la constance dans la composition, le degré de compacité et la richesse des minerais grillés, est une des conditions les plus importantes de la bonne allure des fours à manche : le grillage ne peut donner des produits constants que si on livre aux ouvriers des minerais peu variables; il est donc indispensable d'avoir en magasin un approvisionnement de tous les minerais et de tous les produits de la préparation mécanique qui doivent être traités, et de les associer d'avance dans les proportions dans lesquelles ils sont livrés à l'usine; les grilleurs recevant un mélange à peu près constant, il est possible de leur indiquer les précautions à prendre pour l'opération, sa durée, le degré d'agglomération des produits, et de faire constater par une surveillance active que toutes les recommandations du chef de l'usine ont été suivies.

Les minerais riches, les grenailles provenant des criblages, doivent être réduits en sable fin sous les pilons d'un bocard; les sables du caisson, les fines grenailles, les schlichs et même les schlamms des bassins de dépôt n'ont besoin d'autre préparation qu'une dessiccation à l'air.

*Réverbères à deux soles.* — Dans les localités où les combustibles sont très-chers, on a cherché à diminuer leur consommation en construisant des fours à réverbère à deux soles. Je dois présenter maintenant quelques considérations générales sur ce système de fours.

Les deux soles peuvent être au même niveau ou à des niveaux différents, suivant la configuration du terrain sur lequel l'usine est construite; le travail et les résultats obtenus sont à peu près les mêmes dans les deux

cas ; je n'ai, par conséquent, besoin de considérer qu'un seul des deux. Je suppose les deux soles à des niveaux différents et séparées par une large cheminée verticale.

La sole supérieure est très-longue et communique avec les appareils de condensation qui servent pour tous les fours de l'usine : elle est chauffée par les flammes qui s'élèvent du four inférieur par la cheminée verticale. L'air nécessaire à l'oxydation est introduit par deux orifices qui débouchent aux angles de la cheminée.

La sole inférieure a des dimensions beaucoup plus petites et une seule porte de travail sur l'un des côtés : le foyer est assez profond pour que la principale action calorifique du combustible soit bien utilisée dans le four inférieur, c'est-à-dire pour que les flammes remplissent aisément tout le four, sans contenir un trop grand excès d'oxygène libre.

*Opération.*— Les minerais pulvérulents, ou réduits en sable fin, sont chargés à l'extrémité de la sole supérieure, et progressivement avancés jusqu'à la cheminée qui fait communiquer les deux fours ; ils sont soumis à une température qui s'élève lentement jusqu'au rouge sombre ; on règle le degré d'avancement de l'oxydation en faisant varier le temps pendant lequel les minerais restent sur cette sole, et en forçant les ouvriers, par une surveillance continuelle, à renouveler constamment les surfaces, de manière à exposer successivement toutes les parties des charges à l'action oxydante. On n'a pas à craindre d'agglomération, parce que le four supérieur est à peine au rouge sombre dans la partie la plus voisine de la cheminée.

Dès que l'oxydation est parvenue au point convenable, on fait tomber les minerais par la cheminée, sur une aire disposée à l'extrémité de la sole inférieure.

Les ouvriers chargés de l'agglomération les amènent successivement anprès du pont, les font chauffer jusqu'à l'agglomération ou jusqu'à la fusion complète, suivant les besoins de la fonte au four à manche, et font sortir du four par la porte latérale les minerais grillés convenablement préparés.

Sur les deux soles le travail est continu, la température est maintenue presque stationnaire; on ne dispose, pour faire varier la composition chimique et le degré de compacité du produit définitif, que du temps et de l'activité du travail des ouvriers. On ne peut pas toujours prolonger à volonté la période d'oxydation ou celle d'agglomération, parce que les deux fours sont solidaires; il faut que l'oxydation suive exactement la rapidité du travail sur la sole inférieure. On ne peut réunir l'économie dans les dépenses avec la perfection du grillage que dans le cas où les dimensions des deux soles sont dans un rapport déterminé. Comme ce rapport dépend beaucoup de la composition des minerais mis en élaboration, il en résulte qu'un four à deux soles, parfaitement construit, donnant les meilleurs résultats pour un minerai déterminé, ne pourra pas servir avec le même avantage pour des minerais différents. C'est là un grave inconvénient pour les usines qui reçoivent des minerais de composition variable: il faudrait avoir autant de fours à deux soles qu'on a de minerais différents, et s'astreindre pour chacun d'eux à déterminer, par des tâtonnements successifs, les dimensions des deux soles qui donnent les meilleurs résultats.

On peut traiter dans un pareil four et en vingt-quatre heures un poids considérable de minerais; le nombre des fours est nécessairement très-limité dans la plupart des usines, et on doit faire servir ceux qui sont construits pour le grillage de tous les minerais; on sacrifie une



partie de l'économie du combustible ou de la perfection du grillage à la nécessité de ne pas développer outre mesure le matériel de l'usine. Les fours étant construits en vue du traitement d'un minéral déterminé, on ne peut pas les modifier pour suivre les variations, souvent fréquentes, dans la nature et la proportion des gangues; on doit tirer le meilleur parti possible du matériel existant, en modifiant le poids des charges et le travail des ouvriers de manière à retirer du four des minerais grillés à peu près convenablement préparés.

Dans les fours à deux soles, il est possible d'atteindre le même degré d'oxydation et d'agglomération que dans les fours à une sole: il y a toujours économie notable de combustible; mais cette économie n'atteint son maximum que si les dimensions du four sont bien en rapport avec la nature des minerais mis en traitement. L'organisation du travail des ouvriers est toujours plus difficile, et la surveillance doit être plus active, d'abord parce qu'on passe dans un temps donné un poids plus grand de minerais, et principalement parce que ce ne sont pas les mêmes ouvriers qui sont chargés des deux parties de l'opération.

*Grillage en tas.* — Dans un petit nombre d'usines, on a cherché à réaliser une économie sur les frais de grillage, en l'effectuant en grands tas, ou dans des cases; mais ce procédé n'est nullement à recommander et n'est pas d'ailleurs applicable à tous les minerais.

L'opération est conduite à peu près comme pour les cuivres pyriteux, ou comme pour les mattes, je n'ai donc pas besoin d'insister sur ce sujet; je dois seulement énoncer les inconvénients graves que présente ce procédé, qui n'a sur le grillage dans les réverbères d'autre avantage que l'économie de main-d'œuvre et de combustible.

La construction des tas exige que la plus grande partie des minerais soit en morceaux ; on ne peut mélanger avec eux qu'une petite quantité de grenailles et de schlichs ; la couverte ne permet d'utiliser qu'une proportion faible des produits fins de la préparation mécanique. Le procédé n'est donc applicable que là où les filons présentent la galène assez condensée ; il faut qu'il suffise du cassage au marteau et du triage à la main pour séparer la majeure partie des gangues, et qu'on n'ait besoin de soumettre à la préparation mécanique qu'une faible portion des minerais abattus.

La galène dégage peu de chaleur en s'oxydant, la combustion ne s'étend pas d'elle-même jusqu'à la face supérieure, après allumage par une couche inférieure de combustibles ; il faut échauffer les minerais en divisant le tas par plusieurs lits successifs de bois et de charbon ; la volatilisation du plomb est très-notable, parce que le sulfure de plomb se trouve exposé brusquement à une température très-élevée, au moment où chacun des lits de combustible brûle activement : les minerais immédiatement superposés décrépitent, le sulfure se décompose en partie, et perd par sublimation du plomb et du soufre ; l'argent accompagne le plomb dans sa volatilisation.

L'oxydation de chacune des couches de minerais, séparées par les lits de bois et de charbon, ne peut avoir lieu qu'après la disparition du combustible placé au-dessous ; elle commence à une température élevée et se continue à une température décroissante, l'agglomération ou même la fusion précède l'oxydation ; il ne peut pas y avoir, comme dans les réverbères, décomposition des sulfates par l'action des gangues siliceuses ; l'oxydation et l'agglomération ne présentent aucune régularité.

Les produits livrés à la fonte au four à manche sont

hétérogènes, et contiennent encore beaucoup de sulfure de plomb et de sulfates ; les lits de fusion doivent être composés en prévision de l'irrégularité de composition chimique et de compacité des minerais grillés : il en résulte une consommation plus grande de combustibles, une perte plus considérable de plomb et d'argent par volatilisation ; on ne peut pas éviter la formation d'une matte. Ces inconvénients compensent largement les économies qu'on peut réaliser par le grillage en tas, et doivent faire écarter ce procédé dans toutes les usines bien dirigées.

**SECONDE OPÉRATION : FONTE AU FOUR A MANCHE.** — Les fours employés dans les diverses usines pour la fonte des minerais grillés présentent de grandes variétés pour les dimensions, la pression du vent, etc. — Pour décrire l'opération en général, je n'ai besoin de faire aucune hypothèse spéciale pour la disposition du four. Je supposerai un four ordinaire, à section rectangulaire, élevé d'environ 3 mètres, muni d'un creuset et d'un avant-creuset ; le vent est lancé par une seule tuyère, et conduit par un nez sur le combustible, coke ou charbon de bois, chargé contre la poitrine.

Les gaz et les fumées qui sortent du four sont conduits dans des appareils de condensation, dont le développement dépend principalement de l'importance de la production de l'usine. Ces appareils doivent cependant être établis dans tous les cas avec beaucoup de soins, parce que la volatilisation du plomb et de l'argent est toujours considérable. En décrivant les usines, je donnerai la disposition adoptée dans quelques localités ; quant à présent, je me bornerai à signaler l'insuffisance des chambres à plusieurs compartiments, construites au-dessus des fours, disposition généralement usitée en

Allemagne : il faut, pour condenser une partie notable des deux métaux, faire circuler les gaz dans des séries de canaux et de très-grandes chambres, et ne les conduire à la cheminée qu'après un très-long parcours.

*Lits de fusion.* — On passe dans la fonte au four à manche : les minerais grillés, les fondants nécessaires pour les gangues terreuses, et tous les résidus plombeux du traitement ; on ajoute des matières ferrugineuses ou même de la fonte en morceaux ou en grenailles, pour faciliter la fusion des scories et la réduction complète du plomb à l'état métallique : ces deux réactifs ne sont pas tout à fait indispensables quand les minerais traités contiennent des pyrites qui produisent de l'oxyde de fer par le grillage ; mais on doit employer l'un ou l'autre dans le cas des galènes exemptes de gangues métalliques, ce que je suppose maintenant.

L'emploi de la fonte n'est jamais économique, souvent même il devient impossible de se procurer cette matière à des prix raisonnables ; je supposerai d'abord qu'on se sert du minerai de fer comme agent de réduction, et en même temps comme fondant.

Dans cette hypothèse, les lits de fusion contiennent :

Les minerais grillés, fortement agglomérés ou même fondus complètement ;

Les fondants pour les gangues terreuses, dont on cherche toujours à réduire autant que possible la proportion, par une association convenable des minerais ;

Du minerai de fer, rendu poreux par un grillage préalable ;

Les fonds de coupelle, les abstrichs, les abzugs, les litharges très-impures, les débris de fours, contenant plus ou moins de plomb ;

Les fumées retirées des appareils de condensation<sup>1</sup> ; les crasses diverses ;

Les scories de l'opération elle-même, provenant au moins en partie de la campagne précédente, contenant des grenailles de plomb ou de matte, ou même de l'oxyde de plomb combiné avec la silice ;

Des scories anciennes riches en plomb, quand il en existe à proximité, ou quand on peut les faire arriver à l'usine à des prix assez bas pour qu'il y ait intérêt à les traiter ; il est cependant nécessaire de ne pas ajouter ces scories en trop grande quantité, parce qu'elles sont toujours moins riches que les minerais, et que par conséquent elles appauvrissent les lits de fusion.

*Opération.* — Je n'ai besoin de dire que peu de mots sur la conduite de la fonte, sur laquelle je reviendrai plus en détails, en décrivant la méthode de Vialas. La mise en feu est conduite plus ou moins rapidement, suivant la hauteur des fours et suivant la composition des minerais ; les lits de fusion sont chargés seulement quand on a réussi à donner au nez les dimensions convenables ; on augmente peu à peu les charges jusqu'à ce que le four soit arrivé à son allure normale ; le maître fondeur fait ensuite varier les intervalles entre les chargements, la proportion des fondants, du minerai de fer ou des scories, ou même celle du combustible, suivant la fluidité des scories et la nature des produits obtenus. Les parois du four sont très-rapidement rongées et les campagnes sont ordinairement très-courtes ; on met hors feu quand, la consommation normale du combustible étant déjà beaucoup augmentée, les scories ne coulent plus avec leur fluidité ordinaire.

<sup>1</sup> J'ai déjà dit précédemment que les fumées devraient être soumises à un traitement spécial ; j'admets ici qu'on les passe dans la fonte des minerais, pour me conformer à la pratique ordinaire de plusieurs usines.

Pendant toute la durée de la campagne les lits de fusion sont chargés contre la warme, le combustible est jeté contre la poitrine ; dans l'intervalle des coulées, les scories sortent par-dessus la brasque de l'avant-creuset et tombent sur le sol de l'usine ; on les casse au marteau pour vérifier l'absence des grenailles ; on les essaye de temps en temps pour constater leur teneur en plomb : celles qui sont reconnues suffisamment pauvres sont jetées, les autres sont mises en dépôt pour être repassées dans la même fonte. Les coulées sont faites autant que possible régulièrement ; on reçoit dans le bassin extérieur toutes les matières fondues que contiennent le creuset et l'avant-creuset : scories, matte et plomb d'œuvre.

On enlève successivement par rondelles les scories et la matte, le plomb est ensuite puisé à la euiller et moulé dans des lingotières.

Les scories qui surnagent la matte dans le bassin contiennent presque toujours des grenailles, et doivent être repassées dans les lits de fusion : la matte est pulvérisée et réunie aux minerais pour le grillage ; le plomb d'œuvre est porté à la coupellation.

La volatilisation du plomb et de l'argent dans l'opération est très-forte, surtout quand les matières traitées ne sont pas convenablement préparées ; on recueille dans les appareils de condensation une très-grande quantité de fumées, qui reviennent dans les lits de fusion de la même fonte.

Quand l'opération est bien conduite, le poids absolu de la matte doit être très-faible ou même nul, car on doit chercher à ne pas obtenir ce produit qui fait rentrer dans la série des opérations, et expose à de nouvelles pertes une partie des deux métaux utiles.

*Réactions chimiques. — Considérations générales. — Les*

réactions chimiques qui ont lieu dans la fonte, le résultat qu'on cherche à obtenir, sont à peu près les mêmes que dans la fonte des résidus, dans la méthode de désulfuration directe par le fer métallique; il y a cependant entre les deux opérations des différences qu'il importe de faire sentir. Je rappellerai brièvement les réactions principales et les causes de perte de plomb et d'argent, afin de faire mieux comprendre l'importance du grillage et de démontrer la nécessité d'ajouter du minerai de fer dans les lits de fusion, quand on traite des minerais exempts de pyrite de fer.

Les matières contenues dans les lits de fusion sont les unes pulvérulentes, les autres plus ou moins agglomérées ou complètement fondues; les dernières sont chargées en morceaux de toutes dimensions, jusqu'à la grosseur du poing.

Les fumées des chambres de condensation sont presque pulvérulentes; elles contiennent principalement du carbonate et du sulfate de plomb; elles sont toujours argentifères, mais moins riches que les minerais. Les crasses diverses, les écumages des saumons de plomb, etc., sont en poussière ou en grains très-petits; ces matières renferment de l'oxyde de plomb et du plomb métallique mélangés avec des débris de combustible, et des matières terreuses de toute nature.

Les débris de fours contiennent du quartz, de l'argile et du silicate de plomb; les soles et les fonds de coupelle<sup>1</sup> sont composés principalement de silicates divers, contenant la totalité ou du moins la plus grande partie du plomb combiné avec la silice; ils sont en grande partie

<sup>1</sup> Je suppose, pour fixer les idées, que la coupellation est faite par la méthode allemande sur une sole composée d'argile et de calcaire; dans la méthode anglaise, les débris de sole contiendraient des phosphates de chaux et de plomb, avec une très-petite quantité d'alcalis.

en morceaux fortement agglomérés ou complètement fondus; une petite quantité est en sable ou en éclats très-menus.

Les scories sont fondues parfaitement, et presque toutes en morceaux, attendu que les menus du cassage ne sont pas ordinairement passés dans les lits de fusion : elles contiennent un peu d'oxyde de plomb combiné avec la silice, et des grenailles de plomb métallique et de matte.

Les minerais grillés peuvent présenter la plus grande variété dans leur état physique et leur composition chimique, suivant la conduite adoptée pour le grillage et suivant la nature des gangues. Ils peuvent contenir, en proportion très-variable (qu'on peut modifier à volonté), du sulfure et de l'oxyde de plomb, des sulfates et des silicates de plomb, de chaux, de baryte, et enfin la partie des gangues qui n'a pas agi chimiquement dans le grillage. S'ils ont été complètement fondus, à la suite de l'oxydation, leur cassage donne très-peu de menus, ils sont en morceaux très-compactes; si le coup de feu qui termine le grillage n'a pas été suffisamment prolongé, les minerais grillés sont plus ou moins agglomérés, partiellement fondus et compactes, partiellement poreux; leur cassage produit beaucoup de menus; ils offrent donc tous les degrés de compacité, depuis l'état pulvérulent jusqu'à celui de la fusion parfaite.

Les minerais de fer contiennent des gangues terreuses; ils ont subi le grillage en morceaux et doivent être très-poreux. Les fondants terreux sont également en morceaux, et leur grosseur est déterminée par expérience, de manière qu'ils puissent être absorbés complètement par les silicates en fusion avant de tomber au-dessous de la tuyère.

Les actions chimiques qui produisent le résultat dé-



siré, du plomb d'œuvre et des scories pauvres sont extrêmement complexes; elles sont très-différentes dans le haut et dans le bas du four, avant la fusion progressive des matières chargées, et après leur fusion presque complète.

Dans la partie supérieure l'action principale est produite par les gaz réductifs qui s'élèvent vers le gueulard: dans la partie inférieure, ces gaz ne peuvent agir que très-faiblement sur des matières en grande partie fondues; les réactions qui amènent le plomb à l'état métallique ont lieu entre les matières elles-mêmes préparées dans le haut du four par l'action des gaz réductifs; le combustible solide se mélange toujours en partie avec les charges et contribue à réduire de l'oxyde de plomb combiné avec la silice.

Je vais considérer successivement ces deux parties ou ces deux zones différentes.

*Zone supérieure.* — L'oxyde de plomb non combiné, contenu dans les matières pulvérulentes, ou même seulement poreuses, est réduit complètement; le plomb qui en provient tombe en gouttelettes dans le creuset et perd une partie considérable de son poids par volatilisation; le plomb volatilisé entraîne avec lui beaucoup d'argent. Cette volatilisation est une cause importante de perte du plomb et de l'argent; il est essentiel de la diminuer autant que possible, en évitant de charger dans le four des matières oxydées pulvérulentes ou très-poreuses. Il est donc rationnel de soumettre ces matières à un traitement spécial, au lieu de les passer dans les lits de fusion de la fonte au four à manche; il est nécessaire de terminer le grillage des minerais à une température assez élevée, assez longtemps prolongée pour que les minerais grillés soient fortement agglomérés et très-peu poreux.

Dans ces conditions, toutes les matières des lits de

fusion qui contiennent de l'oxyde de plomb libre sont fortement agglomérées, peu poreuses, et n'éprouvent de la part des gaz réductifs qu'une action très-faible, qui est à peu près limitée à la surface des morceaux : la production de plomb métallique dans la partie supérieure du four est presque nulle.

Le sulfure de plomb est contenu à l'état de mélange dans les minerais grillés, ou à l'état de grenailles de matte dans les scories ; il ne peut être atteint que difficilement par la vapeur d'eau, il n'éprouve aucune action de la part des gaz réductifs ; il doit donc arriver presque inaltéré dans la zone inférieure.

Le sulfate de plomb échappe de même presque complètement à l'action réductive.

D'après ces considérations, en admettant que les fumées ne soient pas chargées avec les minerais, et que ceux-ci aient été fortement agglomérés à la suite du grillage, les actions chimiques exercées sur les matières plombeuses, dans la zone supérieure, sont très-faibles et se réduisent à la réduction d'une petite quantité d'oxyde de plomb, et à la volatilisation partielle du métal produit.

Les minerais de fer doivent au contraire éprouver une réduction très-notable, sans laquelle ils ne pourraient se comporter comme réactifs utiles dans le bas du four : la réduction ne peut pas être complète, parce qu'il faudrait pour l'obtenir des fours beaucoup trop élevés, mais il est essentiel qu'il y ait au moins une partie du fer amené à l'état métallique. Cette réduction partielle exige des fours un peu hauts, ce qui rend encore plus absolue la condition précédemment indiquée d'empêcher autant que possible la réduction de l'oxyde de plomb dans la zone supérieure, en évitant de charger des matières oxydées pulvérulentes ou faiblement agglomérées. La réduction du peroxyde de fer, et l'échauffement progressif des matières

chargées sont le but qu'on doit se proposer d'atteindre dans la zone supérieure. La porosité du minerai de fer et la grosseur des morceaux ont une grande influence sur la facilité avec laquelle le peroxyde est réduit, et sont en relation évidente avec la hauteur du four : dans un four très-bas, il faut charger le minerai en fragments beaucoup plus petits que dans un four très-élevé, dans lequel le temps accordé à la réduction est nécessairement beaucoup plus long.

*Zone inférieure.* — Les matières préparées dans le haut du four se ramollissent et entrent progressivement en fusion; elles exercent les unes sur les autres des actions chimiques très-compiquées, très-difficiles à régler, et dans lesquelles les gaz réductifs n'interviennent que faiblement. Elles sont soumises en même temps à l'action du combustible solide, qui se mélange toujours en partie avec les lits de fusion, même quand les ouvriers ont soin de séparer les lits et le combustible dans le chargement.

Les matières chargées sont diversement fusibles, ne se ramollissent pas toutes en même temps; cette diversité est indispensable à la bonne allure du four, il y aurait presque à chaque instant des engorgements si la fusion commençait en même temps pour toutes les matières.

Les morceaux contenant beaucoup d'oxyde de plomb et les scories fondent les premiers, absorbent progressivement les gangues diverses, et produisent des silicates très-riches en plomb. Les sulfates sont décomposés rapidement par les silicates en fusion et leurs bases entrent en combinaison avec la silice : ils ne donnent que très-peu de sulfures par l'action réductive du combustible solide. Le sulfure de plomb qui a échappé au grill-

lage se mélange plus ou moins avec les silicates fondus. La réduction de l'oxyde de plomb et celle du sulfure ne commencent qu'après la fusion des matières, c'est-à-dire après la combinaison de la majeure partie des oxydes avec la silice : les réactions utiles sont produites principalement par le fer métallique et par le combustible solide ; les sulfures de barium et de calcium, provenant de la réduction partielle des sulfates de baryte et de chaux, contribuent entre certaines limites à la production du plomb métallique.

Il importe d'examiner attentivement ces actions réductives, et d'étudier dans quelles conditions elles peuvent s'exercer avec le plus de facilité. Je vais considérer séparément les deux principales, celle du fer métallique et celle du combustible solide, en supposant que chacune d'elles doive produire presque seule la réduction.

*Action du fer.* — Le fer métallique décompose une partie de l'oxyde et du sulfure de plomb, en produisant du protoxyde de fer qui entre dans les silicates, et du sulfure de fer. Ce dernier agit énergiquement sur l'oxyde de plomb des silicates, et produit (autant du moins que ces derniers contiennent de l'oxyde de plomb en excès relativement au sulfure de fer) de l'acide sulfureux, du protoxyde de fer et du plomb métallique. Quand les minerais ont été bien oxydés, les lits de fusion contiennent peu de sulfure de plomb, et la décomposition du sulfure par le fer ne donne pas de matte ; tout le soufre est expulsé, à la seule condition que le fer métallique soit en proportion assez grande pour décomposer complètement le sulfure de plomb contenu dans les minerais grillés, et celui que les scories contiennent à l'état de matte.

Les scories ne contiennent pas d'oxyde de plomb, si la

réduction des minerais de fer, dans le haut du four, a été suffisamment énergique et a produit le fer métallique nécessaire à la précipitation du plomb.

L'action du fer sur l'oxyde de plomb est toujours aidée par celle du combustible solide, qui se mélange en partie avec les charges, à une certaine distance du gueulard. Le contact du combustible est beaucoup moins intime que celui du fer, son action réductrice est beaucoup moins énergique; de là résulte que si les charges descendent rapidement, si le combustible est convenablement chargé contre la poitrine, l'action réductrice principale est celle du fer, et le charbon ou le coke ne produisent que peu de plomb.

Dans ces conditions, d'une fonte conduite rapidement et des lits de fusion séparés autant que possible du combustible, il n'est possible d'obtenir des scories convenablement appauvries que si dans la zone supérieure le fer est amené à l'état métallique en quantité presque suffisante pour précipiter tout le plomb contenu dans les lits de fusion, à l'état de sulfure comme à l'état d'oxyde. Les réactions de la zone inférieure exigent à peu près un équivalent de fer pour un équivalent de plomb. Il faut cependant un peu moins d'un équivalent de fer, parce que le combustible solide agit toujours plus ou moins comme réductif.

Les résultats obtenus sont alors des plus favorables : la consommation de coke ou de charbon est très-faible, parce que le combustible est bien employé et parce qu'on fond dans un temps donné un poids considérable de matières; les scories sont pauvres et rendues très-fusibles par le protoxyde de fer qu'elles contiennent, elles retiennent peu de grenailles; il ne se produit pas de matte; le plomb est amené à l'état métallique en grande partie dans le bas du four; la perte par volatilisation du plomb

et de l'argent est aussi faible que le permettent les propriétés volatiles des deux métaux.

Le seul inconvénient grave que présente l'opération ainsi conduite est d'exiger l'addition dans les lits de fusion d'une proportion considérable de minerai de fer. On ne peut pas espérer que la totalité du peroxyde de fer soit réduite, même quand le four est très-élevé, et quand les morceaux de minerais de fer sont très-petits et rendus poreux par une calcination convenable : cependant la réduction partielle de l'oxyde de fer doit produire, dans la zone supérieure, presque un équivalent de fer métallique pour un équivalent de plomb contenu dans les matières plombeuses mises en opération. Pour un lit de fusion contenant 40 pour 100 de plomb, il faudrait environ 9 pour 100 de fer amené à l'état métallique, c'est-à-dire de 25 à 30 pour 100 de minerais de fer dans les lits de fusion.

On a essayé dans quelques usines de remplacer les minerais de fer par de la ferraille, de la fonte en morceaux ou en grenailles ; on a constaté que pour obtenir des scories pauvres par une fusion conduite rapidement, il fallait employer à très-peu près un équivalent de fer ou de fonte pour un équivalent de plomb à réduire. La consommation de réactif métallique était aussi forte que dans la première opération de la méthode précédemment considérée, la désulfuration directe de la galène par le fer. Ce résultat de l'expérience est facilement expliqué par les considérations que je viens de présenter ; la ferraille ou la fonte agissent moins facilement encore que le fer très-divisé, produit dans le four lui-même par la réduction partielle des minerais de fer.

Il résulte de là que le fer métallique, quelle que soit son origine, agissant presque seul pour la précipitation du plomb, est un réactif très-utile, excellent au point de

vue théorique, mais que son emploi est toujours peu économique.

*Action du charbon et du coke.* — L'action réductrice du combustible solide sur l'oxyde de plomb combiné avec la silice peut être rendue très-énergique, et remplacer en grande partie et même à peu près complètement celle du fer métallique; il est essentiel d'examiner dans quelles conditions la réduction par le combustible solide peut dispenser de passer dans les charges des minerais de fer, de la ferraille ou de la fonte.

Il est bien évident que si les minerais de plomb ne contiennent pas de pyrites de fer, si les gangues et les fondants ne sont pas notablement ferrugineux, il est impossible d'obtenir des scories pauvres à moins d'opérer à une température très-élevée, car les scories sont alors exclusivement à bases terreuses. L'effet d'une très-haute température est toujours de volatiliser beaucoup de plomb et d'argent, ce qu'il faut éviter autant que possible : je supposerai donc les gangues chargées d'oxyde de fer en proportion suffisante pour donner aux scories une fluidité convenable.

Les fragments de charbon ou de coke qui se mélangent avec les lits de fusion, dans le procédé ordinaire de chargement, ne peuvent exercer qu'une action réductrice très-inecomplète, puisque le mélange n'est pas intime et que la réduction de l'oxyde de plomb n'a lieu qu'au contact immédiat du combustible : le charbon et le coke n'ont aucune action sur le sulfure de plomb. Pour que la totalité du plomb soit amenée à l'état métallique, il est donc indispensable :

1° Que l'oxydation de la galène pendant le grillage soit complète ;

2° Que par un artifice particulier on rende intime le

mélange du combustible solide avec les matières des lits de fusion.

La première condition peut être remplie, mais il faut pour cela prolonger beaucoup les deux périodes du grillage, d'abord pour oxyder tout le plomb, ensuite pour décomposer presque complètement les sulfates produits pendant la première période : l'opération dure très-longtemps et par conséquent les frais spéciaux sont plus élevés.

La seconde condition ne peut être satisfaite que si on mélange avec les lits de fusion, et avant le chargement, la quantité de combustible nécessaire à la réduction de l'oxyde de plomb. Avec ce mélange de combustible la réduction devient beaucoup plus énergique dès le gueulard ; on ne parvient à empêcher la réduction à une très-grande distance de la tuyère, réduction qui augmente beaucoup les pertes en plomb et en argent par volatilisation, qu'en chargeant toutes les matières en morceaux très-compactes, et en réduisant autant que possible la hauteur de la première zone. Il faut donc opérer dans des fours très-bas, très-chauds jusqu'au gueulard, travailler à gueulard enflammé, et par suite très-mal utiliser le combustible chargé contre la poitrine.

L'action réductrice étant très-énergique sur toute la hauteur du four, les lits de fusion ne doivent pas contenir de sulfates, car leur décomposition produirait des sulfures ; on n'éviterait pas la formation d'une matte riche en plomb et en argent. Je suppose que cette condition soit satisfaite : les matières chargées entrent progressivement en fusion, et le charbon mélangé réduit peu à peu l'oxyde de plomb. Cette action est lente, bien que la réduction soit rapide au contact même, parce que les fragments de combustibles ne se déplacent pas facilement et sont entraînés par les matières plus ou



moins pâteuses qui ont entouré chacun d'eux. La réduction ne peut cependant être complète que si le combustible vient successivement en contact avec toutes les parties des matières plombées. On ne peut atteindre ce résultat qu'en conduisant la fonte très-lentement, ou en donnant une grande hauteur à la zone inférieure; les matières restent longtemps pâteuses, et les morceaux les plus gros et les moins fusibles, en descendant un peu plus rapidement, produisent un brassage qui oblige les fragments de charbon à un déplacement relatif. La fusion complète n'a lieu qu'au-dessous de la tuyère, et l'action réductrice du charbon peut se continuer presque jusqu'à la sortie des scories. On peut la prolonger encore en augmentant les dimensions de l'avant-croiset; dans l'opération ainsi conduite une partie du plomb est amenée à l'état métallique, à une assez grande distance de la tuyère, et la perte par volatilisation est toujours plus grande que lorsqu'on emploie le fer comme réductif, la consommation de combustible est beaucoup plus forte, presque double dans certains cas, mais on peut arriver à des scories parfaitement pauvres. Ceci n'est pas une simple affirmation théorique, le coke a été employé comme seul réductif, et pendant plusieurs années, dans les fours à manche de Vialas (Lozère); les scories produites ne rendaient pas en général plus de 1 pour 100 de plomb à l'essai par voie sèche.

Pour que les scories soient bien fluides, la température étant relativement peu élevée dans le bas du four, il est indispensable que les gangues ou les fondants soient ferrugineux, comme je l'ai indiqué tout à l'heure; avec des gangues et des fondants exclusivement terreux, on serait forcé pour les fondre de chauffer très-fortement devant la tuyère, les charges descendraient très-rapidement, le charbon n'aurait pas le temps d'agir complètement,

les scories seraient riches en oxyde de plomb. La lenteur de la fonte est la condition indispensable de l'appauvrissement complet des scories.

L'emploi du combustible, mélangé dans les lits de fusion, comme seul agent de réduction, présente plusieurs inconvénients que n'offre pas la réduction par le fer métallique : la perte par volatilisation est plus grande; les fontes sont moins rapides; la consommation de combustible est bien plus forte, soit dans le grillage, soit dans la fusion.

Les conditions dans lesquelles ces deux agents peuvent être appliqués isolément sont entièrement différentes; on ne peut pas se servir indifféremment de l'un ou de l'autre dans les mêmes fours : les minerais de fer chargés dans les fours très-bas, qui conviennent à l'emploi du charbon mélangé, agiraient presque entièrement comme fondants, ne seraient pas utilisés comme réductifs. Au contraire, dans les fours suffisamment élevés, dans lesquels la pression du vent est assez forte pour concentrer la chaleur à peu de distance de la tuyère, on peut augmenter beaucoup l'action des minerais de fer pour la réduction, en les chargeant intimement mélangés avec du charbon menu; dans ce cas, en effet, on obtient la réduction presque complète de l'oxyde de fer, et la totalité du métal est utilisée pour la réduction. On peut également employer les minerais de fer en morceaux avec du charbon ou du coke en petits fragments. Les minerais se comportent comme je l'ai dit précédemment, et le combustible mélangé réduit une partie de l'oxyde de plomb, ce qui permet de diminuer beaucoup la quantité du minerai de fer, sans perdre aucun des avantages que j'ai signalés.

C'est donc là, en résumé, la marche la plus convenable à suivre : réunir les deux agents de réduction, en

opérant dans des fours un peu élevés, et en conduisant les fontes avec assez de rapidité.

L'addition du charbon a cependant un inconvénient, c'est de faciliter la réduction des sulfates avec production de sulfures, et de produire une matte toutes les fois que le grillage n'a pas été terminé par un coup de feu assez prolongé pour décomposer la majeure partie des sulfates. Du reste, la matte ne peut pas être évitée constamment, même quand on n'ajoute pas des fragments de charbon dans les lits de fusion : l'oxydation complète de la galène et la décomposition des sulfates dans le four de grillage exigent trop de temps et de combustible ; les minerais grillés contiennent encore du sulfure de plomb et des sulfates de plomb, de chaux et de baryte. Les sulfates sont en grande partie décomposés par les matières siliceuses et ne donnent au four à manche que peu de sulfures : le fer provenant de la réduction de l'oxyde des minerais de fer agit en partie sur le sulfure, en partie sur l'oxyde de plomb : les divers sulfures de fer, de plomb, de calcium, de barium se combinent et forment une matte très-fusible, qui tombe rapidement dans le creuset : une partie seulement des sulfures de fer, de calcium et de barium peut agir comme réductif sur l'oxyde de plomb des silicates, en sorte que la formation d'une matte n'est pas du tout une raison de l'appauvrissement des scories ; elle soustrait, au contraire, une partie du sulfure de fer à son rôle important de réducteur de l'oxyde de plomb, et cette partie n'est remplacée que très-imparfaitement par la portion des sulfures de calcium et de barium qui agit sur les silicates dans la chute rapide de la matte produite.

En cela, la métallurgie du plomb se rapproche un peu de celle du cuivre, dans laquelle les scories obtenues sont pauvres en cuivre, seulement quand la matte produite

contient beaucoup de sulfure de fer : l'excès de ce sulfure peut seul, en se dissolvant dans les silicates, déterminer la décomposition de l'oxydure de cuivre.

Ces considérations démontrent qu'on ne doit pas craindre, dans certains cas, d'ajouter du charbon aux lits de fusion qui renferment des sulfates de chaux et de baryte : l'addition de charbon facilite la réduction des sulfates et produit des sulfures qui, bien que seulement en partie, agissent utilement pour la décomposition de l'oxyde de plomb, et peuvent remplacer l'action très-utile du sulfure de fer.

La matte, par elle-même, n'est pas un grave inconvénient, surtout quand elle est pauvre en plomb et en petite quantité ; elle est traitée presque sans augmentation de frais, en même temps que les minerais, et, comme elle ne renferme que très-peu de plomb et d'argent, son traitement n'augmente pas notablement les pertes en métaux utiles. On doit chercher à combiner les opérations de manière que les coulées ne donnent que très-peu de matte, et vérifier, par des essais fréquemment répétés, la teneur en plomb de la matte et des scories.

Généralement elles sont à la fois riches ou pauvres. Leur richesse indique que l'oxydation n'est pas suffisamment avancée dans le grillage, ou que dans la fonte au four à manche les réductifs utiles, sulfures de fer, de calcium, de barium, ne sont pas produits en proportion suffisante. Il faut modifier l'une des deux opérations, ou bien toutes les deux en même temps ; pour le grillage, on n'a qu'à pousser plus loin l'oxydation ; pour la fonte on doit augmenter la réductibilité du minerai de fer, ou mélanger un peu plus de charbon dans les lits de fusion. La modification au grillage est la plus rationnelle, puisqu'elle a pour effet d'atténuer ou de supprimer la cause principale de la production de la matte. Il

n'est pas toujours possible de prolonger la durée des grillages dans les usines qui disposent d'un petit nombre de fours à réverbère ; leur travail est souvent commandé par les campagnes des fours à manche ; dans ce cas, on doit chercher dans les modifications des lits de fusion le remède à la richesse trop grande de la matte et des scories.

Les scories qui sont obtenues quand il ne se produit pas de matte peuvent être pauvres ou riches en plomb, suivant la conduite de l'opération et l'énergie des réductifs employés ; l'aspect des scories n'indique pas toujours nettement leur richesse ou leur pauvreté, il faut donc les essayer fréquemment ; ce sont les résultats des essais qui doivent servir de guide pour la proportion et pour la préparation des réductifs qu'il faut employer dans la fonte.

Les difficultés sont donc nombreuses et très-grandes pour des minerais purs et de composition constante pendant l'allure normale d'un four à manche ; elles sont encore augmentées par l'instabilité du nez, qui fait varier fréquemment les actions calorifiques et réductives : elles deviennent presque insurmontables, quand on n'a pas la prévoyance de préparer d'avance les mélanges des minerais. Avec des minerais variables on ne sait pas de quelle manière porter remède aux dérangements ; on ne peut parvenir à fondre tant bien que mal qu'à force de combustible, et en passant dans les lits de fusion un grand excès de scories fusibles, qui compensent l'irrégularité des matières plumbeuses à traiter. Dans ce cas, on ne peut éviter une perte énorme par volatilisation.

*Emploi de la pyrite de fer comme réductif.* — J'ai déjà parlé à diverses reprises de l'action du protosulfure de fer sur les silicates contenant beaucoup d'oxyde de plomb ; dans le cas où le sulfure de fer est produit

dans le four par la décomposition du sulfure de plomb, c'est-à-dire en faible quantité, les deux éléments du sulfure sont oxydés, et la réaction précipite à l'état métallique une proportion correspondante de plomb. L'action serait un peu différente si on ajoutait aux lits de fusion un poids assez grand de pyrite de fer, dans le but de faire agir le sulfure de fer jusqu'à l'appauvrissement des silicates.

Pour étudier l'influence de cette addition de pyrites dans les charges, je suppose que les minerais de plomb ont été grillés assez complètement, et que la fonte au four à manche donne, sans les pyrites, une petite quantité de matte riche en plomb et des scories rendant à l'essai de 3 à 4 pour 100 de métal. C'est là un cas qui se présente assez fréquemment dans le traitement des minerais à gangues terreuses, auxquels on ajoute comme fondant et comme réductif des minerais de fer calcinés.

Aux lits de fusion donnant le résultat énoncé, on ajoute de la pyrite de fer pure, ou de la galène mélangée de pyrite de fer, après avoir soumis ces minerais à un grillage rapide, dans le but d'expulser en partie l'excès de soufre de la pyrite et de produire le mélange d'un peu d'oxyde de fer avec le sulfure non oxydé.

Je considère d'abord l'action de la pyrite seule, partiellement grillée, je reviendrai ensuite sur l'emploi de la galène chargée de pyrites.

Dans la zone supérieure, le mélange d'oxyde de fer et de sesquisulfure de fer, échauffé plus ou moins rapidement dans une atmosphère réductive, se transforme rapidement en protosulfure de fer, sans laisser distiller de soufre; ce composé se dissémine assez facilement dans ces matières des lits de fusion, à mesure qu'elles commencent à fondre. Une partie se combine avec le sulfure

de plomb, et contribue à augmenter sa fusibilité en formant une matte : le reste agit comme réductif sur l'oxyde de plomb des silicates : l'action chimique produit du plomb métallique, tant que l'oxyde de plomb est en excès; mais ensuite, quand les silicates sont appauvris et ne contiennent plus que peu d'oxyde de plomb, le fer seul est oxydé, le soufre se combine au moins en partie avec le plomb précipité.

Si donc la pyrite grillée est employée en quantité suffisante, les scories sortant du four peuvent être très-pauvres, mais la proportion de matte obtenue est certainement assez grande, puisque l'addition de la pyrite dans les lits de fusion a pour effet de faire passer dans la matte du sulfure de fer et du sulfure de plomb.

La galène chargée de pyrites, soumise également à un grillage préalable et incomplet, agit d'une manière un peu différente; le mélange de protosulfure de fer et de sulfure de plomb produit dans la zone supérieure se transforme en une combinaison des deux sulfures, en matte, dès que la température est suffisamment élevée; la matte n'exerce pas sur les silicates une action aussi énergique que le sulfure de fer isolé; elle absorbe par la réduction du sulfure de plomb qu'elle contient une certaine quantité du fer métallique, produit dans le haut du four, et tombe en partie inaltérée jusque dans le creuset. On n'est pas certain d'appauvrir suffisamment les scories, le principal effet produit est l'augmentation de la quantité de matte.

Ces considérations démontrent que la pyrite de fer, même partiellement grillée, n'est pas un réductif avantageux, puisqu'elle ne peut appauvrir les scories qu'en augmentant la matte, et que jamais on ne doit charger comme réductif les galènes pyriteuses imparfaitement oxydées.

Je n'ai pas considéré l'emploi des pyrites sans grillage préalable, parce que bien évidemment on ne peut en attendre de bon résultat ; le soufre que les pyrites laisseraient dégager à une température élevée, c'est-à-dire à une assez grande distance du gueulard, ferait passer à l'état de sulfure une partie du fer chargé à l'état d'oxyde, empêcherait la production du fer métallique dans la zone supérieure ; la totalité du sulfure de plomb contenu dans les lits de fusion passerait certainement dans les mattes.

*Fumées.* — Dans les usines qui traitent des galènes argentifères par la méthode que je viens d'exposer, on fait ordinairement passer tous les gaz qui sortent des fours à manche, des fours de grillage et de coupellation, dans de grandes chambres de condensation et dans des canaux plus ou moins longs, qui conduisent tous les gaz à la cheminée commune. Tous les ans on vide les chambres et les canaux, et on en retire des fumées : elles sont pulvérulentes et diffèrent beaucoup par leur composition de celles qu'on obtient dans la méthode silésienne ; elles sont beaucoup plus chargées de sulfate de plomb, produit par l'acide sulfureux qui s'échappe des fours de grillage.

En raison de leur nature pulvérulente, ces fumées ne devraient jamais être passées directement dans les lits de fusion des fours à manche, et la même observation s'applique à tous les produits plombeux secondaires, donnés par les diverses opérations, qui présentent le même état physique. Il faut les soumettre à un traitement spécial dans un four à réverbère, ou tout au moins les mélanger en faible proportion avec les minerais soumis au grillage : ces matières sont alors agglomérées presque sans perte, le sulfate de plomb est décomposé en grande partie par la gangue siliceuse des minerais, et



la fonte au four à manche ne présente plus d'inconvénients.

Le traitement spécial au réverbère présente des difficultés, et d'ailleurs ne peut être appliqué que si les fumées sont obtenues en quantité considérable : je vais l'indiquer brièvement.

Les fumées sont mélangées avec une proportion de sable quartzeux, variable entre 15 et 20 pour 100, suivant leur teneur en plomb ; on charge le mélange sur la sole d'un réverbère et on chauffe rapidement jusqu'à ce que les matières commencent à entrer en fusion ; il se produit un dégagement de gaz provenant de la décomposition du sulfate de plomb par le quartz : quand il est presque entièrement apaisé, on jette sur les matières environ 8 pour 100 de coke ou de houille en menus fragments, on brasse fortement pour faire pénétrer autant que possible le réductif dans toutes les parties de la masse pâteuse, et pour faciliter l'écoulement du plomb métallique résultant de la réduction du silicate de plomb. Quand il ne sort plus de métal, on retire la charge du four, on répare la surface de la sole et on procède à une nouvelle opération.

Le traitement ainsi conduit ne donne à l'état métallique qu'une partie du plomb contenu dans les fumées, mais presque tout l'argent se trouve dans le plomb produit, et c'est là le principal avantage du traitement spécial. Les matières fondues retirées du four sont plus ou moins riches en plomb, et peuvent être passées comme scories plumbeuses dans les lits de fusion des fours à manche.

Résumé. — Avant d'exposer l'influence des gangues métalliques sur les deux opérations principales de la méthode que je viens de décrire, il me paraît utile de rappeler quelles sont les conditions les plus essentielles

à la réussite de cette méthode appliquée aux galènes argentifères, à gangues terreuses.

Le grillage doit être fait dans des réverbères à une ou deux soles; les premiers sont plus commodes, les derniers permettent d'économiser le combustible. La perte par volatilisation ne peut être complètement évitée; par conséquent, il est nécessaire de faire communiquer les réverbères avec les appareils de condensation des fumées, qui servent pour tous les fours de l'usine.

La première période, oxydation à basse température, doit toujours être poussée très-loin; le prix élevé des combustibles peut seul forcer à diminuer la longueur de cette période, et empêcher d'obtenir l'oxydation presque complète. La seconde période exige une température et un temps variables avec la nature des gangues, avec les réductifs employés dans la fonte au four à manche. On doit toujours agglomérer fortement les minerais grillés, et décomposer par l'action des gangues siliceuses, ou par celle du quartz ajouté en leur absence, la plus grande partie des sulfates formés pendant la première période.

On doit fondre presque entièrement les minerais grillés, quand on peut, dans l'opération suivante, charger une proportion suffisante de minerais de fer: il faut prolonger l'action des gangues siliceuses ou du quartz quand les minerais contiennent beaucoup de calcaire ou de sulfate de baryte, afin de décomposer au moins en partie les deux sulfates terreux.

Lorsque le combustible solide doit être employé comme seul réductif dans la fonte au four à manche, il peut être utile de ne pas pousser l'agglomération jusqu'à la fusion complète, afin de faciliter un peu la réduction de l'oxyde de plomb, très-lente quand le charbon et le coke agissent seuls comme réductifs sur des

silicates. On ne peut déterminer que par l'expérience et par des tâtonnements le degré d'agglomération des minerais grillés, qui permet d'obtenir au four à manche la réduction à peu près complète, en évitant une trop grande perte par volatilisation.

Dans la fonte au four à manche, on passe avec les minerais grillés : tous les résidus plombeux du traitement, qui sont en morceaux compactes, agglomérés ou complètement fondus ; des fondants terreux ou ferrugineux ; des scories riches, etc. Il faut réserver les litharges, les fumées et les autres matières analogues, composées principalement d'oxyde de plomb, et pulvérulentes : les litharges sont ordinairement révivifiées au four à manche, les fumées devraient toujours être réduites dans une opération spéciale, dont j'ai parlé précédemment.

Le combustible et les lits de fusion sont séparés dans le chargement : les gaz réductifs qui s'élèvent dans le four ne peuvent suffire pour amener complètement à l'état métallique le plomb contenu dans les diverses matières. Deux agents de réduction peuvent être employés avec succès, soit isolément, soit en même temps, le fer métallique et le charbon ou le coke.

Le fer peut être chargé à l'état de fonte ou de ferraille ; mais il est toujours plus économique de se servir de minerais de fer, rendus poreux par une calcination préalable : dans ce cas, le four doit être assez élevé, le pouvoir réductif assez grand pour déterminer, avant la fusion des charges, la réduction partielle de l'oxyde de fer, et pour produire le métal nécessaire à la décomposition du sulfure et de l'oxyde de plomb. On n'évite la formation d'une matte qu'en dirigeant le grillage des minerais de plomb de manière à ne laisser dans les produits portés au four à manche que très-peu de sulfure de plomb. On obtient des scories suffisamment pauvres

et très-fluides en employant une proportion considérable de minerais de fer, et en les chargeant en morceaux assez petits pour que la réduction de l'oxyde de fer soit très-avancée au moment où les matières plombeuses oxydées les plus riches commencent à entrer en fusion.

Dans les usines qui ne peuvent pas se procurer des minerais de fer à des prix modérés, on peut diminuer la quantité de ce réactif, en aidant la réduction par du charbon ou par du coke, mélangé dans les lits de fusion ; en réunissant les deux actions, il faut encore opérer dans des fours à manche très-élevés, et de plus avoir soin de ne laisser dans les minerais de plomb grillés que très-peu de sulfates non décomposés par les gangues siliceuses ; c'est-à-dire que dans le grillage il faut pousser plus loin la seconde période, et ne retirer des réverbères que des produits presque complètement fondus.

Le charbon et le coke peuvent être employés seuls comme réductifs, et donner des scories très-pauvres ; l'opération doit être faite dans des fours peu élevés, très-chauds au gueulard, relativement très-froids devant la tuyère ; dans ces conditions, les gangues des minerais, ou les fondants, doivent être assez chargés d'oxyde de fer pour que les scories prennent une grande fluidité à une basse température, sans retenir d'oxyde de plomb.

Les minerais grillés doivent être presque complètement oxydés, et on peut même chercher à faciliter l'action réductrice du combustible solide en laissant une certaine porosité aux matières plombeuses oxydées passées dans les lits de fusion.

Les charges descendent lentement, la réduction de l'oxyde de plomb a lieu sur presque toute la hauteur du four ; on ne peut pas éviter une perte par volatilisation plus forte que dans le cas où le fer métallique sert de réductif.

La fonte au four à manche produit fréquemment une matte; elle indique un défaut d'oxydation complète des minerais pendant le grillage, cependant on ne doit pas conclure de sa présence ou de son absence que les deux opérations sont mal ou bien conduites. Tant que la matte est pauvre en plomb et produite en petite quantité, elle n'oblige à traiter par grillage et fusion qu'un poids relativement très-faible de matières; elle n'augmente les pertes en métaux utiles que dans une proportion insignifiante. Quand au contraire elle est riche en plomb, ou produite en grande quantité, il faut modifier la conduite du grillage ou celle de la fonte au four à manche.

Presque toujours des scories riches en plomb sont obtenues en même temps qu'une matte riche, mais on a souvent aussi des scories riches quand'il ne se forme pas de matte, plus rarement quand la matte est pauvre. La teneur en plomb des scories doit être déterminée par des essais répétés presque tous les jours; elle sert de guide à l'ingénieur pour les modifications qu'il doit apporter dans la conduite des deux opérations.

Le sulfate de baryte est quelquefois un réductif utile et contribue à l'appauvrissement des scories, quand l'action des gaz est assez énergique pour le transformer dans le haut du four en sulfure de barium; il n'augmente pas toujours la proportion de matte, et n'en produit pas quand les minerais ont été bien oxydés; la baryte qu'il introduit dans les scories contribue à leur donner de la fluidité. Les sulfates de chaux et de baryte, que renferment les minerais grillés, n'ont pas une action aussi utile que le sulfate de baryte ajouté en petits morceaux dans les lits de fusion, parce qu'ils sont en grande partie préservés de la réduction par leur état physique dans les minerais grillés; ils ne produisent que

très-peu de sulfures de calcium et de barium, ils agissent principalement par la chaux et la baryte comme fondants des gangues quartzieuses ou argileuses.

Il n'est pas rationnel d'utiliser, pour appauvrir les scories, des pyrites de fer, même partiellement grillées : elles augmentent toujours la quantité de matte qu'on obtiendrait en leur absence ; il vaut mieux les employer après grillage complet pour remplacer les minerais de fer quand l'usine devrait acheter ces derniers à un prix élevé.

Les galènes chargées de pyrites de fer ne doivent jamais être passées dans les lits de fusion sans avoir subi une oxydation presque complète ; sans cela elles ne serviraient qu'à augmenter la quantité et la richesse de la matte.

L'argent contenu dans les lits de fusion passe en grande partie dans le plomb d'œuvre ; la matte et les fumées en contiennent relativement bien moins ; les scories n'en retiennent que par les grenailles de plomb ou de matte qu'elles renferment.

**INFLUENCE DES GANGUES MÉTALLIQUES.** — Les galènes argentifères sont très-souvent mélangées avec divers sulfures métalliques : la blende, les pyrites de fer, le sulfure d'antimoine, les cuivres gris et pyriteux ; plusieurs filons contiennent comme gangue dominante le fer carbonaté. Je vais examiner rapidement quels inconvénients résultent de la présence de ces substances, et dans quel sens elles obligent à modifier les deux opérations de la méthode précédemment exposée.

**Fer carbonaté.** — Dans la plupart des gîtes, qui contiennent à la fois du fer carbonaté et de la galène, le mélange entre les deux espèces minérales n'est pas intime ; on peut séparer par cassage et triage une grande partie de la gangue ferrugineuse ; aussi est-il possible d'appliquer à la plupart des minerais la méthode des réactions

au four à réverbère. On ne traite au four à manche que les minerais renfermant en même temps une certaine quantité de quartz; c'est donc le mélange de quartz, de fer carbonaté et de galène qu'il convient d'étudier ici.

Pendant le grillage le fer carbonaté se transforme plus ou moins complètement en peroxyde; il n'entrave l'oxydation de la galène que quand il existe en trop forte proportion, ce qui est rare; le peroxyde de fer empêche plus ou moins l'agglomération et la décomposition du sulfate de plomb par le quartz. Comme il est essentiel de ne soumettre à la seconde opération que des minerais fortement agglomérés, il est important de débarrasser en grande partie la galène du fer carbonaté avant de la passer au grillage, et d'ajouter au besoin du sable quartzeux pour amener l'agglomération de toutes les matières au degré convenable.

Dans la fonte au four à manche on obtient très-facilement la réduction partielle de l'oxyde de fer que contiennent les minerais grillés, et par suite la décomposition complète du sulfure de plomb et de l'oxyde de plomb libre ou combiné; on n'a pas besoin d'ajouter des minerais de fer, que d'ailleurs il serait inutile d'acheter, puisqu'on pourrait employer la gangue séparée de la galène, le fer carbonaté grillé en tas. Il faut au contraire passer dans les lits de fusion des scories ou des matières siliceuses qui puissent préserver l'oxyde de fer d'une décomposition trop complète, et transformer entièrement le sulfate de plomb en silicate."

Le fer carbonaté est donc une gangue très-utile dans cette méthode comme dans celle que j'ai précédemment décrite, toutes les fois qu'il n'est pas en mélange intime avec la galène, et que, par suite, on peut aisément, à la préparation mécanique, le séparer en grande partie.

Pour le cas très-rare d'un mélange intime des deux

espèces minérales, la préparation mécanique ne peut donner des produits riches en plomb, sans faire perdre une trop grande quantité du plomb et de l'argent; il faut alors traiter des minerais très-pauvres, et la fonte au four à manche est difficile à conduire.

Les minerais grillés ne peuvent être que faiblement agglomérés, à cause de l'excès de peroxyde de fer, même par addition de quartz; au four à manche on doit chercher à éviter une trop grande énergie réductrice dans toute la partie supérieure, et préserver l'oxyde de fer et l'oxyde de plomb, en les combinant rapidement avec des scories siliceuses très-fusibles.

Le four est peu élevé, le vent est lancé par la tuyère sous une faible pression; malgré ces précautions, on n'évite pas la réduction de la majeure partie du plomb dans le haut du four, les pertes par volatilisation sont très-fortes: l'oxyde de fer est réduit en quantité plus que suffisante pour la décomposition de l'oxyde de plomb, qu'on parvient à combiner avec la silice; les scories sont très-pauvres et très-fluides, mais les campagnes sont fréquemment arrêtées par des engorgements ferreux.

Je n'ai pas besoin d'insister davantage sur ces difficultés, parce qu'on les écarte ordinairement en ne traitant pas seuls les minerais qui renferment un trop grand excès de fer carbonaté; on les mélange avec d'autres minerais à gangues terreuses, et pour le traitement de ces minerais mélangés, la présence du fer carbonaté facilite beaucoup la fonte au four à manche, comme je l'ai indiqué tout à l'heure.

*Pyrites de fer.* — Presque tous les gisements de galène renferment des pyrites, soit sous forme de monches ou de veinules irrégulièrement disséminées, soit en masses considérables qui absorbent pour ainsi dire le minerai de plomb; ce dernier cas se présente constamment aux



croisements des filons de galène par des filons exclusivement pyriteux. Par le cassage et le triage à la main on écarte la plus grande partie des pyrites, et on ne soumet à la préparation mécanique proprement dite que des minerais renfermant une proportion faible de cette substance minérale; on ne parvient pas à séparer complètement les deux sulfures, on ne réussit qu'à concentrer les pyrites dans certains produits contenant encore trop de galène pour être négligés.

Il faut donc livrer au traitement métallurgique des produits très-différents : les uns contiennent très-peu de pyrites, les autres renferment une grande partie de la gangue métallique laissée par le triage dans les minerais.

Il peut être utile de traiter séparément ces produits différents; par exemple dans les usines qui achètent des minerais de diverses provenances et qui possèdent le matériel nécessaire pour appliquer à chaque minerai la méthode de traitement qui lui convient le mieux, d'après sa richesse et la nature des gangues. Mais tous les produits de la préparation mécanique doivent être mélangés pour le traitement quand le matériel de l'usine est installé pour l'application d'une méthode unique; et c'est pour ce cas qu'il convient d'examiner de quelle manière les deux opérations doivent être conduites.

Dans le grillage, la période d'oxydation exige une température plus basse, et une durée plus longue que pour les minerais exempts de pyrites; l'agglomération partielle est difficile à éviter, surtout quand l'air arrive en excès sur la sole; il se produit beaucoup de sulfates, à cause de l'excès de soufre de la pyrite; la seconde période doit être faite à une température élevée, les minerais doivent contenir une forte proportion de gangues siliceuses, et dans le cas contraire il faut leur ajouter du

sable quartzeux. Ces deux conditions, matières quartzeuses en excès, température élevée, sont nécessaires pour donner aux produits le degré d'agglomération convenable, et pour déterminer la décomposition de la plus grande partie des sulfates produits pendant l'oxydation.

Les pyrites de fer ont donc pour premier inconvénient d'augmenter les difficultés et les frais de la première opération du traitement. Les pertes en plomb et en argent par volatilisation ou par entraînement des matières fines sont plus faibles dans le grillage des minerais pyriteux ; c'est un fait admis par tous les praticiens, et dont l'explication est simple. Il est impossible d'empêcher que pendant la première période l'air n'agisse en excès sur les minerais, puisque les portes latérales sont presque constamment ouvertes pour le travail au rable et à la spadelle ; la combustion de la pyrite dégage assez de chaleur pour déterminer l'agglomération partielle de toutes les matières qui sont sur la sole, alors même que le four lui-même est encore à une température très-basse ; on peut limiter cette première agglomération de manière que l'oxydation puisse continuer avec une facilité suffisante ; mais elle s'oppose en grande partie à l'entraînement par le courant gazeux des matières fines, qui seraient encore pulvérulentes à cette température sans la présence de la pyrite de fer. La rapidité avec laquelle l'oxydation de la pyrite produit de l'acide sulfurique en excès prévient la volatilisation du sulfure de plomb et de l'argent, en transformant les deux métaux en sulfates.

Sous le rapport des pertes par volatilisation pendant la première période, la présence des pyrites doit être considérée comme très-avantageuse ; son seul inconvénient est la formation d'une grande quantité de sulfates, dont la décomposition partielle oblige à prolonger la se-

conde période, et à employer du sable quartzeux quand les minerais ne contiennent pas une quantité assez grande de gangues siliceuses. Pour des minerais très-pyriteux, l'agglomération et la décomposition de la majeure partie des sulfates ne peuvent être obtenues que par silicatisation presque complète de toutes les bases terreuses et des oxydes métalliques.

Les minerais grillés, à peu près fondus, contiennent principalement des silicates, dans lesquels sont agglomérés : des sulfures de plomb et de fer, qui ont échappé à l'oxydation ; du peroxyde de fer encore libre, et des sulfates de plomb, de chaux, de baryte, et dont la décomposition complète et la transformation en silicates exigeraient beaucoup trop de temps.

Dans la fonte au four à manche on peut employer le charbon ou le coke comme unique agent de réduction, et même conduire la fonte très-rapidement. Les sulfates encore contenus dans les minerais grillés sont décomposés progressivement par les matières siliceuses, qu'on doit passer en certain excès dans les lits de fusion ; la réduction partielle du peroxyde de fer libre, que renferment les minerais grillés, produit assez de fer métallique pour compléter l'appauvrissement des scories, et pour décomposer en partie le sulfure de plomb. On obtient aisément une matte peu riche en plomb et des scories pauvres et très-fusibles. On doit même se tenir en garde contre un excès de pouvoir réductif, quand les minerais traités sont très-pyriteux.

La présence des pyrites a donc pour seul effet de rendre le grillage plus difficile et plus long ; l'augmentation qui en résulte dans les frais de traitement est plus que compensée par l'inutilité d'employer des minerais de fer comme réductifs dans la fonte au four à manche.

Les pyrites arsenicales sont toujours nuisibles dans le

traitement; la production de l'acide arsenieux dans le grillage augmente un peu la volatilisation de l'argent; la plus grande partie de l'arsenic reste dans les minerais grillés à l'état d'arseniates. Au four à manche, ces arseniates sont décomposés complètement : une partie de l'arsenic est volatilisée dans la partie supérieure du four, le reste se divise entre le plomb et la matte, et il est utile de remarquer que la matte en contient la plus grande partie à l'état d'arseniure de fer. La volatilisation de l'arsenic augmente encore les pertes en plomb et en argent dans l'opération elle-même, et dans le traitement des produits obtenus, plomb d'œuvre et matte.

Ordinairement la pyrite arsenicale est mélangée en petite quantité avec les pyrites de fer; sa présence ne change rien aux conditions ordinaires du traitement des minerais pyriteux, son influence principale est d'augmenter les pertes et de produire du plomb d'œuvre impur.

*Sulfure d'antimoine.* — Ce sulfure métallique se trouve intimement mélangé avec la galène dans un certain nombre de filons, et dans la plupart d'entre eux il n'est qu'en proportion très-faible; il est très-nuisible au traitement, et introduit des difficultés bien plus grandes que celles résultant de la présence de la pyrite arsenicale.

Pendant le grillage il se volatilise en partie et augmente par entraînement les pertes en plomb et en argent; il produit des antimoniates qu'on ne peut pas décomposer en prolongeant la seconde période, même en présence d'un excès de gangues ou de fondants siliceux.

Dans le traitement au four à manche les antimoniates sont réduits progressivement par les gaz, par le fer métallique ou par le combustible solide, avec la même facilité que les composés du plomb. Une partie de l'antimoine se volatilise en entraînant une certaine quantité de plomb et d'argent; la majeure partie de l'antimoine

se répartit entre le plomb d'œuvre et la matte. La réduction des antimoniates absorbe une portion des réactifs destinés à la décomposition des diverses combinaisons du plomb; la présence de l'antimoine dans les minerais force, par conséquent, à employer une quantité plus grande de minerais de fer ou de charbon. Cette augmentation n'est pas elle-même un grave inconvénient, mais l'impureté des produits obtenus compromet quelquefois l'avenir des usines, et diminue toujours, dans une forte proportion, les bénéfices qui pourraient être réalisés par le traitement des minerais exempts d'antimoine.

La présence du sulfure d'antimoine dans la galène n'oblige pas, en général, à modifier les opérations de la méthode considérée, mais on ne peut expulser qu'une très-faible partie de ce métal, même dans la condition de perdre une certaine quantité de plomb et d'argent; la majeure partie de l'antimoine accompagne le plomb dans les produits divers, elle enlève presque toute la valeur à ceux de ces produits, tels que les litharges ou le plomb pauvre, qui pourraient être livrés au commerce. Dans les usines qui enrichissent le plomb d'œuvre par cristallisation, dans le but de diminuer les pertes de plomb, inévitables dans la révivification des litharges, la présence de l'antimoine dans le plomb complique beaucoup les opérations; il faut commencer par purifier le métal de tout l'antimoine contenu par une oxydation plus ou moins prolongée. Cette purification cause des pertes énormes en plomb et en argent, car on peut considérer comme n'ayant aucune valeur les crasses oxydées que produit l'opération; elles contiennent beaucoup d'antimoine, leur réduction donne du plomb tellement aigre que le commerce ne veut pas l'accepter.

Ces inconvénients ont à peu près la même importance dans toutes les méthodes de traitement appliquées

jusqu'à présent aux galènes plus ou moins argentifères ; il serait impossible de démontrer, dans l'état actuel de la science métallurgique, qu'aucune des méthodes connues est moins défectueuse que les autres, au double point de vue de la perte en métaux utiles, entraînés par la volatilisation partielle de l'antimoine, et de l'impureté du plomb d'œuvre.

*Cuivre gris et cuivre pyriteux.* — Je ne dois considérer maintenant que la présence de mouches isolées des minéraux du cuivre dans la galène : quand le cuivre est en proportion assez grande pour qu'on ait intérêt à l'extraire, en même temps que le plomb et l'argent, il faut employer une méthode spéciale, sur laquelle je reviendrai en décrivant la métallurgie du Harz.

Des mouches de cuivre gris ou de cuivre pyriteux, disséminées dans les minerais de plomb, ne peuvent avoir aucune influence notable, ni sur le choix de la méthode qu'il convient d'employer, ni sur la conduite des opérations. Dans la méthode dont je m'occupe en ce moment, la plus grande partie du cuivre est amenée à l'état métallique en même temps que le plomb ; les scories n'en retiennent qu'une quantité inappréciable. Quand la fonte produit une matte, ce produit secondaire contient une fraction très-grande du cuivre ; mais comme il repasse constamment dans le traitement, la totalité du cuivre contenu dans les minerais se retrouve dans le plomb d'œuvre. Le plomb pauvre et les litharges qu'on retire soit par cristallisation, soit par coupellation directe, renferment du cuivre qui leur enlève une partie de leur valeur commerciale. Cet inconvénient est encore le même dans toutes les méthodes appliquées au traitement des minerais de plomb.

*Blende.* — La même remarque est applicable à la blende, qui se trouve presque toujours plus ou moins

intimement mélangée avec la galène. Pour les minerais pauvres en argent on peut arriver à séparer en grande partie, et même presque en totalité, la blende de la galène par la préparation mécanique, en se résignant à subir des pertes très-grandes en plomb. On n'a pas la même ressource pour les galènes argentifères, parce que la séparation de la blende ferait perdre trop d'argent; il est donc important d'examiner avec attention de quelle manière se comporte la blende dans les deux opérations successives du traitement métallurgique, dont j'ai présenté les réactions principales dans le cas de la galène à gangues exclusivement terreuses.

Dans la première période du grillage la blende s'oxyde plus rapidement que la galène, et se transforme en oxyde et en sulfate de zinc; le sulfate est difficilement décomposé pendant la seconde période et l'oxyde s'oppose à la fusion des matières par son infusibilité, qu'il communique à toutes ses combinaisons. En traitant des galènes très-chargées de blende, on ne peut arriver à une agglomération convenable qu'en ajoutant des fondants argileux et en prolongeant beaucoup la seconde période.

Le sulfure, l'oxyde et le sulfate de zinc ne sont pas volatils, mais ils sont infusibles et facilement entraînés par le courant de gaz, toujours très-rapide dans les réverbères; les fumées contiennent une notable proportion d'oxyde et de sulfate de zinc, mais en outre elles sont plus riches en argent que celles obtenues avec des minerais de même teneur, exempts de blende. On en tire la conclusion pratique que l'entraînement des composés du zinc favorise la volatilisation de l'argent; jusqu'à présent on n'a pas déterminé à quel état chimique l'argent est volatilisé, je pense cependant qu'on peut admettre que la perte principale, faite pendant le grillage, est due à l'entraînement par les matières fines bien plus encore qu'à la

volatilisation des oxydes ou des sulfures métalliques. Mon opinion est fondée sur les résultats constatés dans diverses usines pour des minerais de nature différente. En présence de l'arsenic et de l'antimoine, dont une partie se volatilise pendant le grillage, la perte en argent est plus forte; elle est plus faible quand les minerais contiennent de la pyrite de fer, qui détermine une agglomération partielle dès le commencement de l'opération, et s'oppose ainsi à l'entraînement des matières fines pendant le travail; elle est plus grande dans le grillage des minerais blendeux, bien que le zinc ne donne aucun composé volatil, parce que le sulfure, l'oxyde et le sulfate de zinc empêchent ou retardent beaucoup l'agglomération; les minerais restent longtemps à l'état pulvérulent, et pendant les rûblages le courant gazeux entraîne une plus forte proportion de matières fines.

Quelle que soit du reste la cause véritable de la perte en argent, il est bien constaté qu'elle est plus forte dans le grillage des minerais chargés de blende, et qu'on recueille dans les appareils de condensation une plus grande quantité de fumées notablement argentifères; le traitement de ces fumées est rendu difficile par l'oxyde et le sulfate de zinc qu'elles contiennent.

Les minerais grillés, plus ou moins fortement agglomérés, presque toujours très-poreux, présentent dans la fonte au four à manche des difficultés très-grandes, surtout quand ils contiennent beaucoup d'oxyde de zinc. Je suppose, pour fixer les idées, que le four soit élevé, que la fonte soit conduite à très-haute température, et qu'on emploie les minerais de fer calcinés pour produire l'agent de réduction du plomb à l'état métallique.

Dans la partie supérieure du four l'oxyde de zinc contenu dans les minerais grillés est partiellement réduit, le métal se volatilise quand les charges arrivent à



une température un peu supérieure au rouge sombre, c'est-à-dire bien avant la fusion des matières chargées. Le métal ne peut donc pas agir utilement pour réduire les composés du plomb ; la vapeur de zinc est en mélange avec différents gaz, et notamment avec de l'acide carbonique et de la vapeur d'eau, il se reproduit près du gueulard une certaine quantité d'oxyde de zinc : une partie seulement du métal est entraînée jusque dans les appareils de condensation.

L'oxyde de zinc reproduit au-dessous du gueulard forme, avec une autre partie du métal condensé par suite de l'abaissement de la température, des cadmies résistantes qui s'attachent aux parois du four et s'opposent, au bout de peu de temps, à la descente régulière des charges. Il faut les détacher à coups de ringard et les enlever quand cela est possible. Il en résulte pour les ouvriers l'obligation d'un travail pénible et pour l'allure du four un dérangement quelquefois important.

Dans la zone inférieure l'oxyde de zinc se combine peu à peu avec la silice et retarde la fusion complète des silicates ; il n'est pas réduit facilement par le fer métallique et n'empêche pas l'action de ce réactif sur les composés du plomb. Le combustible, qui se mélange toujours partiellement avec les charges, à une certaine distance de la tuyère, détermine la réduction plus ou moins complète de l'oxyde de zinc, le métal se volatilise et sa vapeur ne peut agir que très-imparfaitement sur les silicates ; elle ne contribue pas notablement à l'appauvrissement des scories, elle se condense en partie dans le haut du four, elle est en partie entraînée jusque dans les chambres de condensation.

Les scories produites contiennent encore de l'oxyde de zinc, et ne peuvent être suffisamment fluides que si la quantité relative de cet oxyde est faible, c'est-à-dire

qu'on doit passer dans les lits de fusion un assez grand excès de matières non zincifères, capables de produire des silicates très-fusibles; le poids des matières à fondre est augmenté par suite de la présence de l'oxyde de zinc dans les minerais grillés. Le plomb d'œuvre obtenu ne renferme ordinairement que peu de zinc, la température étant assez élevée pour empêcher la combinaison des deux métaux.

J'ai supposé les minerais parfaitement oxydés, mais cela n'a pas toujours lieu; il est donc important d'examiner ce qui se passe quand les lits de fusion contiennent assez de sulfures et de sulfates pour qu'il y ait production de matte. Le sulfure de zinc contenu dans les minerais imparfaitement grillés est partiellement oxydé par la vapeur d'eau dans la zone supérieure, mais cette action est faible, la plus grande partie de ce sulfure entre en combinaison avec le sulfure de plomb, en contact immédiat avec lui, et commence la formation de la matte. Les sulfates terreux et métalliques que renferment les minerais agglomérés, rendus poreux par la présence des composés infusibles du zinc, sont réduits en partie par les gaz, dont l'action réductrice est plus facile, en raison de la grande porosité des minerais grillés: de là résulte une nouvelle quantité de sulfures qui se réunissent à ceux qui ont échappé à l'oxydation pendant le grillage, et à la vapeur d'eau dans le haut du four à manche.

Il se produit donc, toutes choses égales d'ailleurs, plus de matte dans la fonte des minerais blendeux que dans le traitement des galènes à gangues terreuses; il s'en formerait bien plus encore si on mélangeait du charbon ou du coke dans les lits de fusion, parce qu'alors une plus grande partie des sulfates serait décomposée en produisant des sulfures.

La matte contenant du sulfure de zinc est peu fusible; elle tombe moins rapidement dans le creuset, reste plus longtemps en contact avec les matières oxydées, dans la zone inférieure; elle peut agir assez énergiquement comme réductif de l'oxyde de plomb combiné avec la silice, par les sulfures de zinc, de calcium et de barium qu'elle renferme. C'est la seule action utile de la blende dans tout le traitement; elle a cependant aussi le désavantage d'augmenter la proportion d'oxyde de zinc des scories, et par suite de les rendre encore moins fusibles.

La volatilisation du zinc augmente beaucoup la perte du plomb et de l'argent. L'état poreux des minerais grillés permet la réduction, dans la zone supérieure, d'une partie notable de l'oxyde de plomb: le métal produit donne des vapeurs abondantes pendant sa chute dans le creuset et entraîne aussi de l'argent. Pour ces deux motifs, la présence de la blende dans la galène augmente les pertes en plomb et en argent, dans la fonte au four à manche bien plus encore que pendant le grillage. Les fumées recueillies dans les chambres de condensation contiennent beaucoup d'oxyde et de sulfate de zinc; leur traitement, soit dans le four à manche, soit dans un four spécial, détermine la réduction à peu près complète de l'oxyde de zinc, et le métal, en se volatilisant, entraîne encore beaucoup de plomb et d'argent; on retire des fumées une proportion plus faible des deux métaux utiles.

Dans le mode de traitement que j'ai supposé, dans lequel on emploie des minerais de fer comme agent principal de la réduction du plomb à l'état métallique, les plus graves inconvénients résultant de la présence de la blende sont:

L'augmentation des pertes par volatilisation dans le grillage, dans la fonte et dans le traitement des fumées;

La formation d'une plus grande quantité de matte, moins fluide que les mattes ordinaires, contenant du sulfure de zinc, et présentant par conséquent les mêmes difficultés que les minerais blendeux ;

La présence de l'oxyde de zinc dans les scories, qui par là sont rendues moins fluides et retiennent des grenailles : on ne leur donne la fluidité convenable qu'en augmentant la proportion des fondants, ce qui ralentit l'opération et rend les frais plus élevés ;

La production de cadmies et d'engorgements au-dessous du gueulard.

Le plus grave de ces inconvénients est certainement le premier, l'augmentation des pertes par volatilisation ; c'est celui dont il importe le plus de diminuer l'influence : il faut donc apporter les plus grands soins dans le grillage, obtenir l'oxydation à peu près complète et ajouter aux minerais, avant de les charger dans les réverbères, les fondants nécessaires pour obtenir une forte agglomération et la décomposition des sulfates. Dans la fonte au four à manche des minerais ainsi préparés, il est utile de passer un excès de scories siliceuses qui préservent, au moins en partie, l'oxyde de zinc de la réduction, et servent à donner aux scories sortant du four la fluidité convenable.

Malgré ces précautions, on ne parvient pas à empêcher la volatilisation d'une certaine quantité de zinc dans la fonte, mais on la diminue autant que cela est possible et on évite en grande partie la formation de la matte.

Ces précautions ne sont applicables que pour des minerais peu chargés de blende ; car s'il s'agissait de scorifier une proportion considérable d'oxyde de zinc, il faudrait employer trop de fondants, la consommation de combustible serait énorme, et le fer, devant agir sur une grande masse de silicates, devrait être produit en quan-

tité beaucoup plus forte que dans le traitement des minerais ordinaires. Non-seulement les frais de l'opération seraient très-élevés, mais, en outre, les pertes en plomb et en argent deviendraient très-fortes, par suite de l'appauvrissement des lits de fusion, et en raison de la température élevée nécessaire pour fondre un peu rapidement une masse considérable de matières.

Dans le cas des minerais très-chargés de blende, on est obligé de se débarrasser d'une grande partie de l'oxyde de zinc par la volatilisation du métal, on doit se résigner aux pertes qui en résultent pour les deux métaux utiles, et aux embarras qui sont causés par la réoxydation partielle du zinc volatilisé. On facilite la réduction de l'oxyde de zinc en ne poussant pas très-loin l'agglomération qui termine le grillage, et en mélangeant du charbon ou du coke dans les lits de fusion de la fonte au four à manche. Ces deux moyens ne doivent jamais être employés quand la blende n'existe qu'en proportion assez faible pour qu'on puisse scorifier aisément l'oxyde de zinc qui est produit par l'oxydation des minerais.

Les considérations que je viens de présenter démontrent qu'il faut adopter une marche bien différente, suivant la teneur en blende des minerais mis en traitement.

Quand la blende n'est pas en quantité trop forte, il faut oxyder complètement, agglomérer très-fortement les minerais, les passer ensuite au four à manche avec un excès convenable de scories ou de matières siliceuses, en employant le fer comme principal agent de la réduction du plomb.

Dans le cas des minerais très-chargés de blende, on doit encore oxyder complètement les minerais, mais il importe de ne les agglomérer que très-légèrement et d'employer le combustible solide, charbon de bois ou coke,

pour agent de réduction dans la fonte au four à manche.

Dans le second cas, la fonte est très-difficile à conduire, les pertes en métaux utiles sont considérables; on doit toujours examiner s'il n'y aurait pas une véritable économie à débarrasser la galène d'une grande partie de la blende par la préparation mécanique.

Entre ces deux méthodes, le choix est impossible à *priori* pour un minerai blendeux donné, quand on n'a pas pour se guider les expériences faites dans une usine voisine et sur le même minerai; il faut nécessairement essayer successivement les deux méthodes et comparer les résultats obtenus, ou même chercher s'il n'est pas possible d'arriver à des pertes moins fortes, à des frais moins lourds, en volatilissant seulement une partie du zinc et en scorifiant l'autre partie.

On considère généralement les pyrites de fer comme facilitant le traitement des minerais blendeux; il n'est pas inutile de rechercher sur quels principes théoriques est fondée cette opinion des praticiens. Je ne dois ici considérer que les minerais relativement peu blendeux; pour les minerais très-chargés de blende, les pyrites ne pourraient avoir d'action notable que si elles étaient elles-mêmes en assez grand excès, et dans ce cas, en présence de la blende et de la pyrite, toutes les deux en quantité considérable, les minerais seraient trop pauvres pour être traités avec avantage, à moins d'une teneur exceptionnelle en argent.

Dans le four de grillage, la présence de la pyrite détermine une agglomération partielle, qui s'oppose à l'entraînement des matières fines pendant le travail incessant des ouvriers: la perte en argent est donc un peu diminuée; l'oxyde de fer produit dans la première période facilite ensuite l'agglomération, pourvu toutefois que les gangues siliceuses ou les fondants quartzeux

soient en quantité suffisante. A côté de ces avantages, les pyrites ont l'inconvénient de former beaucoup de sulfates, et d'exiger par suite qu'on prolonge beaucoup la durée de la seconde période pour arriver à la décomposition de ces sulfates.

Dans la fonte au four à manche, l'oxyde de fer produit par le grillage, en grande partie combiné avec la silice, ne peut pas suffire à la réduction des composés du plomb, il donne aux scories une fluidité qui compense l'effet contraire produit par l'oxyde de zinc. Il ne dispense pas d'ajouter aux lits de fusion les minerais de fer destinés à produire l'agent de précipitation du plomb. La fusibilité des minerais grillés et agglomérés, le degré d'agglomération qu'on a pu leur donner à la fin du grillage, préservent en grande partie l'oxyde de zinc de la réduction ; les pertes par volatilisation sont donc moindres au four à manche, quand on traite des minerais blendeux contenant en même temps des pyrites, et l'oxyde de fer produit par le grillage permet de maintenir dans des scories, encore suffisamment fluides, une plus grande quantité d'oxyde de zinc.

Il en résulte nécessairement que les fumées sont moins chargées de zinc, et que leur traitement présente des difficultés moins grandes. La présence des pyrites est donc très-utile dans les minerais blendeux.

Dans toutes les méthodes que j'ai examinées jusqu'à présent, la blende complique plus ou moins les opérations et augmente les pertes ; le traitement par réactions au réverbère est le seul qui ne soit pas gravement influencé par cette gangue métallique, autant du moins qu'elle n'est pas en trop grand excès : les crasses ou résidus de l'opération contiennent beaucoup d'oxyde de zinc, qui rend très-difficile leur fonte au four à manche : on ne peut retirer qu'une partie du plomb et de l'ar-

gent qu'elles contiennent. Les pertes et les dépenses faites pour le traitement des crasses sont faibles quand on les rapporte aux minerais eux-mêmes.

Les inconvénients résultant de la présence de la blende n'atteignent que des produits secondaires, tandis que dans les autres méthodes les difficultés et les causes de pertes, sensibles dans toutes les opérations, sont importantes surtout dans l'opération principale, dans la fonte au four à manche.

Il serait donc avantageux de traiter les galènes blendeuses au réverbère, mais on n'a pas toujours la faculté d'appliquer cette méthode; elle exige que les minerais soient très-riches en plomb, et ne contiennent pas de gangues quartzeuses. L'enrichissement n'est possible que pour les galènes peu argentifères, et la préparation mécanique ne peut pas séparer complètement les gangues siliceuses.

On est donc souvent obligé de se servir du four à manche, malgré les inconvénients graves que présente ce mode de traitement.

Il est du reste impossible de fixer, en s'appuyant seulement sur des considérations théoriques, la méthode qu'il convient d'appliquer à un minerai de plomb dans les conditions diverses qui peuvent se présenter. La teneur en argent, la nature des gangues terreuses ou métalliques, indiquent théoriquement le procédé de traitement qu'il conviendrait d'adopter, mais cette première indication peut être beaucoup modifiée par l'examen pratique des conditions locales; les prix des combustibles, ceux des réactifs nécessaires aux opérations, l'habileté et les traditions de la population ouvrière, l'évaluation approximative des pertes en métaux utiles, les variations possibles dans la richesse des minerais et la nature des gangues, et même l'importance probable de



la production doivent entrer en ligne de compte pour l'adoption définitive d'une méthode.

On peut cependant poser quelques principes à peu près invariables :

Le traitement au réverbère par réactions est le plus simple, généralement le plus économique, et celui dans lequel les pertes en métaux sont les moins fortes : il ne s'applique qu'aux minerais très-riches en plomb, dont les gangues sont la blende, le calcaire, le sulfate de baryte, le fer carbonaté, ou le spath-fluor : il est inapplicable aux minerais qui contiennent plus de 4 à 5 pour 100 de gangues siliceuses.

La désulfuration directe par le fer métallique au réverbère ne peut être adoptée que pour des galènes presque pures et ne contenant pas beaucoup d'argent ; le traitement est très-simple, mais très-dispendieux, et pour cette raison il ne doit être appliqué que dans des cas très-rares.

Au four à tuyère, la désulfuration directe par le fer ou par la fonte est un peu plus économique, mais le traitement est compliqué par les opérations qu'il faut faire subir aux résidus divers. La méthode ne doit être employée que pour des minerais riches en plomb, peu argentifères, et renfermant peu de pyrites de fer.

Les minerais argentifères, à gangues diverses, pauvres en plomb, peu susceptibles d'être enrichis par la préparation mécanique en raison de leur teneur en argent, doivent être traités par grillage et fonte au four à manche. Cette méthode présente de nombreuses variétés, commandées par les conditions locales autant au moins que par la nature des gangues des minerais. Les deux agents de réduction qu'on fait intervenir dans la fonte sont : le combustible solide, et le fer métallique produit dans le four même par la réduction partielle des minerais de fer ajoutés aux lits de fusion. Les galènes argen-

tifères, renfermant des gangues siliceuses, de la blende ou des pyrites, ne peuvent être traitées économiquement que par cette méthode.

Dans toutes les usines, il importe d'installer avec soin des appareils de condensation pour les métaux volatilisés et pour les matières fines entraînées pendant le travail. Il est toujours convenable de traiter dans des opérations spéciales les fumées et les autres produits secondaires oxydés, riches en plomb et pulvérulents.

## § 2.

### Traitement des minerais carbonatés.

Le carbonate de plomb existe en masses considérables dans un certain nombre de localités; il doit être traité seul dans plusieurs usines, et dans quelques-unes en même temps pour plomb et pour argent. On exploite aussi des gisements très-importants qui contiennent à la fois de la galène et du plomb carbonaté; le mélange des deux espèces minérales oblige à modifier un peu les opérations qui seraient applicables à chacune d'elles.

Je considérerai successivement les principales méthodes employées pour le traitement des minerais carbonatés, et pour le mélange de plomb carbonaté et de galène.

Les minerais carbonatés présentent une grande diversité de richesse en plomb et en argent, une grande variété dans la nature des gangues et dans l'intimité de leur mélange; les méthodes employées jusqu'ici diffèrent entre elles par le genre de fours, par leurs dimensions, par la conduite des opérations. Les raisons de ces différences ne doivent pas toujours être cherchées

dans la richesse des minerais et dans la nature des gangues ; elles dépendent principalement des prix de combustibles et des conditions économiques dans lesquelles les usines sont placées. Il me paraît inutile de décrire toutes les variétés de traitement des minerais plus ou moins riches, je m'occuperai seulement des deux méthodes principales, dont les réactions suffiront pour faire comprendre les modifications qui sont utiles dans les différents cas particuliers ; je supposerai de plus que les minerais sont argentifères.

Dans la première de ces méthodes on cherche à obtenir la plus grande partie des deux métaux utiles par une réduction à basse température dans un four à réverbère ; les résidus de l'opération et ceux qui proviennent du traitement du plomb d'œuvre doivent être fondus au four à manche : elle n'est applicable qu'aux minerais riches en plomb, et seulement dans les usines où le combustible minéral peut arriver à des prix modérés.

La seconde méthode est beaucoup plus générale et notablement plus simple ; on traite directement les minerais au four à manche, en même temps que les résidus plombeux de l'opération elle-même et de la coupellation. La fonte des minerais n'a pas besoin d'être complétée, comme dans la première méthode, par une opération spéciale destinée à retirer le plomb et l'argent que contiennent encore les divers produits secondaires.

Le traitement au réverbère des minerais carbonatés riches et purs comprend deux opérations distinctes :

1<sup>o</sup> *La réduction des minerais.* — Les minerais sont mélangés avec du charbon, et chauffés progressivement sur la sole d'un four à réverbère, jusqu'à ce que la réduction de l'oxyde de plomb soit à peu près complète ; on termine l'opération par la fusion ou au moins par l'ag-

Traitement  
des minerais  
riches  
au four  
à réverbère.

glomération des matières restées sur la sole ; on obtient trois produits : le plomb d'œuvre, qui doit contenir la majeure partie du plomb et de l'argent des minerais ; des crasses agglomérées ou fondues, renfermant encore de l'oxyde de plomb, mais très-pauvres en argent ; des fumées, toujours plus ou moins argentifères.

2° *La fonte au four à manche.* — On fond au four à manche les crasses du réverbère, les abstrichs, les abzugs, et en général tous les résidus plombeux, auxquels on ajoute les fondants convenables, et des scories riches. L'opération donne : du plomb d'œuvre, moins riche en argent que celui du réverbère ; des scories pauvres, qui peuvent être jetées en grande partie, et des fumées très-peu argentifères.

Les fumées, les litharges qui ne peuvent pas être vendues, doivent être réduites dans des opérations spéciales, ou traitées en même temps que les minerais, suivant leur teneur en argent, et suivant la méthode adoptée pour extraire l'argent du plomb d'œuvre ; quand les minerais sont riches en argent, il y a souvent intérêt à traiter séparément les minerais et les divers produits secondaires, qui donnent des plombs de teneurs différentes.

PREMIÈRE OPÉRATION. — RÉDUCTION AU RÉVERBÈRE. — Je n'ai pas besoin de préciser maintenant les dimensions des fours les plus convenables pour la réussite de l'opération, je n'insisterai que sur les conditions principales auxquelles le four doit satisfaire. Comme il s'agit de réduire l'oxyde de plomb par le charbon, il est essentiel que les flammes ne soient pas oxydantes ; il faut donc chauffer à la houille, et donner au foyer une profondeur assez grande pour que l'oxygène de l'air, arrivant par la grille, soit en grande partie employé dans le foyer même ; l'oxygène qui pénètre dans le four doit être

en quantité seulement suffisante pour allonger les flammes jusqu'au rampant.

Les dimensions horizontales de la sole ne sont limitées que par la condition de pouvoir chauffer régulièrement toutes les parties de la charge, pendant la réduction, et d'obtenir à la fin de l'opération l'agglomération des crasses ; il y a toujours intérêt à traiter dans chaque opération un poids considérable de minerais.

La surface de la sole présente une inclinaison assez forte vers un bassin intérieur, placé vers le milieu de l'un des côtés, et dans lequel se réunit le plomb métallique ; un trou de coulée, au point le plus bas de la sole, permet de faire sortir en temps utile le métal contenu dans le four, et de le conduire dans un bassin extérieur.

Des appareils de condensation sont nécessaires pour recueillir les métaux volatilisés et les matières fines entraînées pendant le travail et le chargement.

*Opération.* — Les minerais doivent être sous forme de sables fins ; on écrase entre des cylindres, ou sous les pilons d'un bocard, les morceaux et les grenailles provenant du triage, ou donnés par les cribles à la préparation mécanique ; on les mélange intimement avec du charbon de bois, du coke, de l'anthracite pulvérisés, ou bien encore de la houille ou des lignites réduits en très-petits fragments ; on ajoute une petite quantité de fondants pour les gangues, quand cette addition est nécessaire pour donner aux crasses le degré d'agglomération convenable.

L'opération est divisée en deux périodes : la réduction à basse température ; l'agglomération ou la fusion des crasses.

*Première période.* — Le four étant au rouge sombre seulement, on charge à la pelle le mélange, préparé d'avance, des minerais, du réductif et des fondants ;

on l'étend sur toute la surface de la sole, on ferme toutes les portes et on chauffe très-progressivement ; de temps en temps l'ouvrier travaille la charge avec un râble ; régularise son échauffement, et favorise l'exsudation du plomb. Le métal se réunit dans le bassin intérieur ; on le fait couler fréquemment dans le bassin extérieur. La période est terminée quand le travail de l'ouvrier ne produit plus de plomb ; à ce moment la température ne dépasse pas beaucoup le rouge sombre.

*Seconde période.* — Les matières très-spongieuses, à peine agglomérées, qui sont à ce moment sur toute la surface de la sole, sont réunies auprès du pont ; on donne un coup de scu afin d'amener les crasses à la consistance convenable pour la réduction au four à manche ; dès que ce point est atteint, les matières sont retirées du four à l'aide d'un râble.

On laisse refroidir le four quelques instants, et on procède à un nouveau chargement.

La seconde période produit un peu de plomb ; on le fait couler hors du four, à mesure qu'il se sépare des crasses ; il se réunit dans le bassin extérieur à celui qui a été produit dans la première partie de l'opération.

Le plomb entraîne toujours une petite quantité des matières solides qui sont sur la sole ; une partie vient nager à la surface du métal, et peut être facilement enlevée par un écumage ; on achève la purification en plongeant jusqu'au fond du bassin quelques menues branches de bois vert ; la décomposition de la substance organique produit un bouillonnement qui fait monter à la surface les matières fines restées en suspension dans le métal ; elles sont enlevées par un nouvel écumage. Toutes les crasses ainsi obtenues retiennent du plomb, on les charge avec les minerais dans le reverbère.

Le plomb est moulé dans des lingotières en fonte.

*Réactions chimiques.* — Le but de la première période est la réduction aussi complète que possible de l'oxyde de plomb, à une température assez basse pour que le métal ne perde que très-peu de son poids par volatilisation ; la réduction est produite soit par le contact du charbon ou du coke, soit en même temps par le contact et par les gaz, quand on emploie la houille ou les lignites ; dans les deux cas, elle devient difficile dès que les minerais commencent à s'agglomérer ; il est donc essentiel que pendant toute la première période la température reste assez basse pour que les matières chargées sur la sole n'éprouvent pas d'agglomération.

L'action réductrice peut être produite par des combustibles carbonisés, coke ou charbon de bois, ou par des combustibles minéraux, tels que l'anhracite, la houille ou les lignites : ces réductifs n'agissent pas de la même manière, et je dois insister un peu sur ce sujet.

Le charbon de bois et le coke ne peuvent agir sur l'oxyde de plomb qu'au contact, la réduction complète exige un mélange parfaitement intime des minerais avec le combustible ; il faut donc que les deux matières soient en grains très-fins et que leur mélange ait été fait avec beaucoup de soins avant le chargement ; ces précautions indispensables présentent deux inconvénients : d'abord une dépense en main-d'œuvre pour la pulvérisation et pour le mélange, ensuite l'entraînement facile par les gaz des matières très-fines qui doivent rester pulvéru-lentes pendant toute la durée de la première période. Le charbon de bois et le coke doivent être employés en excès, parce qu'il est impossible de rendre les flammes du four constamment réductives ; elles brûlent toujours une partie des réductifs : l'excès doit être surtout très-grand, quand le travail de l'ouvrier est fait par une porte

latérale, par laquelle s'introduit toujours une grande quantité d'air. La proportion de charbon ou de coke qui doit être mélangé avec un minerai donné varie avec la disposition du reverbère et le mode de travail ; elle est facilement déterminée par quelques expériences ; dans un four bien conduit, dans lequel la porte de travail est placée sous le rampant, il suffit d'employer de 7 à 8 pour 100 de réductif, en supposant que le minerai traité soit du carbonate presque pur.

L'antracite se comporte à peu près comme le coke, mais agit plus difficilement sur l'oxyde de plomb, exige une température plus élevée, et pour cette raison il faut éviter de s'en servir comme réductif.

La houille et les lignites ont une action différente : à la température du rouge sombre ils se décomposent lentement et produisent des gaz, qui décomposent l'oxyde de plomb bien plus aisément et plus complètement que les combustibles carbonisés : les gaz ont, en effet, un contact plus intime et peuvent pénétrer à une certaine profondeur dans chaque grain de minerai. On n'a pas besoin de faire, au préalable, un mélange très-intime, ni même de pulvériser très-fin toutes les matières. On doit employer la houille ou les lignites en morceaux assez gros pour que leur décomposition par la chaleur seule puisse produire des gaz réductifs pendant toute la première période, et maintenir la charge constamment plongée dans une atmosphère de gaz hydrogénés et carburés ; l'action des gaz est d'autant plus rapide qu'ils peuvent circuler plus aisément entre tous les grains du minerai : il y a donc avantage à charger ce dernier, seulement à l'état de gros sable ; l'opération est terminée en moins de temps, la réduction est plus complète, l'entraînement des matières fines par les flammes est moindre. On évite en même temps une partie des dépenses qu'entraînent la pulvérisa-



tion complète et le mélange intime, nécessaires quand le réductif employé est du charbon de bois ou du coke.

Pour toutes ces raisons, la houille maigre ou les lignites en morceaux doivent être en général préférés au charbon de bois et au coke : la proportion et les dimensions des morceaux qu'il convient d'employer sont déterminés par quelques tâtonnements et varient avec la nature du combustible : il faut ordinairement de 13 à 14 pour 100 de houille maigre pour la réduction presque complète d'un minerai carbonaté contenant très-peu de gangues.

La seconde partie de l'opération, l'agglomération des crasses, a pour but principal de préparer ces matières pour le traitement au four à manche. En outre, l'élévation de la température, le brassage des crasses pendant l'agglomération font agir encore le combustible en excès sur une partie de l'oxyde de plomb qui a résisté à la première période ; on obtient encore une petite quantité de métal qu'on cherche à soustraire à la volatilisation, en le faisant sortir du four à mesure qu'il est produit. La préparation des crasses pour la seconde opération dépend de la méthode adoptée pour réduire les résidus divers dans le four à manche. Ordinairement, tous les résidus sont pauvres en argent et même en plomb, ce qui oblige à la plus stricte économie pour leur traitement ; on ne peut se servir que du coke ou du charbon comme réductif. Les crasses du réverbère n'ont besoin que d'être faiblement agglomérées, et le petit excès de combustible qu'elles retiennent ne peut être qu'utile au four à manche. Dans le réverbère la seconde période est très-courte, n'exige pas une température élevée ; l'agglomération suffisante peut être obtenue, au moins pour les minerais à gangues argileuses et quartzeuses, sans addition de fondants.

Dans des cas exceptionnels, on peut passer dans le four

à manche une certaine quantité de minerais de fer, exploités à proximité de l'usine, dans des conditions économiques; il est alors utile d'opérer la fonte dans un four élevé, afin que la réduction de l'oxyde de plomb des résidus puisse être produite, en totalité ou en partie, par le fer métallique résultant de la réduction partielle de l'oxyde de fer : mais alors on doit chercher à diminuer la volatilisation du plomb, en ne chargeant que des matières plombeuses en morceaux compactes; il est nécessaire de pousser plus loin la seconde période de la première opération, faite au reverbère : il faut fondre presque complètement les crasses, ce qui exige plus de temps, une température plus élevée, quelquefois même l'addition de fondants.

Il me reste à dire quelques mots des pertes par volatilisation des deux métaux et par entraînement des matières fines.

La volatilisation du plomb et de l'argent est presque négligeable dans la première période, parce que la température est maintenue très-basse, le tirage peu actif, et enfin parce que le plomb produit ne séjourne pas longtemps dans le four : dans la seconde période il se produit peu de plomb, mais une partie du métal se volatilise, parce que la température est élevée et le tirage actif : on diminue la perte en faisant sortir le plomb à mesure qu'il est produit, et que les brassages répétés le font exsuder des matières spongieuses : il faut observer que cette perte est faible et qu'elle porte presque entièrement sur le plomb; en effet la première période, bien conduite, a produit la réduction presque complète de l'oxyde de plomb, et le métal a entraîné la totalité de l'argent; les matières soumises à la seconde période ne renferment plus qu'une faible fraction du plomb des minerais, et ne sont pas notablement argentifères : les pertes par vola-

utilisation qui ont lieu dans la seconde période peuvent être considérées comme négligeables quand on les compare à la teneur des minerais eux-mêmes.

L'entraînement des matières fines a lieu principalement pendant le chargement et le travail sur la sole; il dépend de l'activité du tirage et du degré de ténuité des minerais. Le tirage peut être rendu très-faible pendant tout le temps nécessaire au chargement, à l'étendage sur la sole, et aux rablages, au moyen d'un registre fermé en temps opportun : les registres employés en métallurgie ne ferment jamais hermétiquement, ils ne font que diminuer l'activité du tirage, et par conséquent ce moyen a seulement pour résultat de rendre plus faible l'entraînement des matières fines, sans l'annuler complètement.

Le degré de ténuité des minerais n'est pas toujours à la disposition du directeur de l'usine; on est obligé de traiter les schlichs très-fins produits par la préparation mécanique, et pour ces produits la perte par entraînement est encore augmentée par la vaporisation rapide de l'eau dont ils sont imprégnés. Quant aux minerais livrés en morceaux ou en grenailles, ils sont écrasés entre des cylindres ou sous les pilons d'un bocard : la proportion de poussière fine est variable avec les dimensions des grains les plus gros qui peuvent être soumis au traitement : elle est plus forte quand on doit employer le charbon de bois ou le coke pour la réduction, parce qu'il est nécessaire de pousser l'écrasement plus loin que lorsqu'on se sert de la houille ou du lignite,

Il résulte de ce qui précède qu'on ne peut pas éviter une assez forte proportion de matières pulvérulentes dans les minerais chargés, et qu'il y a toujours une perte plus ou moins grande, mais notable en tout cas, par l'entraînement de ces matières fines. Des appareils de condensation sont nécessaires pour les recueillir; tandis qu'on pourrait

fort bien s'en passer si on n'avait à condenser que les métaux volatilisés.

Le plomb vaporisé est oxydé et carbonaté par l'air <sup>1</sup> et l'acide carbonique ; les fumées contiennent la totalité du plomb à l'état d'oxyde ou de carbonate ; elles renferment probablement l'argent à l'état métallique. Comme la majeure partie de ces fumées provient de l'entraînement des parties fines, elles sont presque aussi riches en argent que les minerais eux-mêmes : on peut donc les traiter au réverbère en même temps qu'eux ; il n'en est pas ainsi des fumées qui sont données par les fours à manche, et par conséquent il est convenable de séparer les appareils de condensation qui servent à recueillir les fumées des deux opérations.

**SECONDE OPÉRATION. — FONTE DES RÉSIDUS.** — J'ai déjà dit quelques mots sur le traitement des crasses produites dans le réverbère, dans le but de faire comprendre la nécessité d'agglomérer plus ou moins ces matières suivant la méthode employée pour leur réduction dans le four à manche. Dans les cas les plus ordinaires, on ne peut employer comme réductif que le charbon et le coke ; exceptionnellement, on peut se servir de minerais de fer. Les dimensions des fours ne sont pas les mêmes dans les deux cas, et je dois présenter successivement sur chacun d'eux quelques considérations générales.

**Emploi du coke ou du charbon de bois.** — Le four est peu élevé, et la fonte est conduite comme je l'ai indiqué, en décrivant le traitement des minerais sulfurés : on répartit autant que possible la chaleur sur toute la hauteur du four ; devant la tuyère on cherche à ne pas dépasser la température strictement nécessaire à la fluidité des scories.

<sup>1</sup> Les gaz sortant du four sont toujours mélangés d'un excès plus ou moins grand d'air extérieur qui s'introduit par la porte de travail.

On passe dans les lits de fusion : les crasses du réverbère, les fonds de coupelle, les débris de fours, les lithar-ges impures, les abstrichs, les abzugs, les scories riches de l'opération elle-même, et des scories ou des fondants ferrugineux, nécessaires pour donner aux scories pauvres produites une grande fluidité à une température peu élevée.

Ces matières diverses contiennent le plomb à l'état d'oxyde et de silicate ; elles sont toutes assez fortement agglomérées, en sorte qu'on ne peut pas espérer de réduire le plomb à l'état métallique par l'action des gaz seuls ; il faut faire intervenir le contact intime du combustible solide, et, pour cela, mélanger dans les lits de fusion une petite quantité de coke ou de charbon de bois ; on peut aussi disposer le mode de chargement des lits de fusion et du combustible de manière que la séparation des deux colonnes ne soit pas nette, et qu'une partie du combustible arrive jusqu'à la varme.

Les gaz réductifs ne peuvent exercer qu'une action faible sur les matières chargées, à cause de leur état d'agglomération, le combustible solide n'agit comme réductif que lorsqu'il est en contact intime avec les composés du plomb, c'est-à-dire lorsque ces matières sont en fusion pâteuse : on a donc intérêt à porter le plus rapidement possible les charges à la température à laquelle la fusion commence, et à ralentir la descente des matières de manière que le combustible ait tout le temps nécessaire à la réduction complète. Il est essentiel de chauffer le moins possible dans le bas du four, afin de ne pas trop augmenter la perte du plomb par volatilisation ; perte toujours très-forte, puisque le plomb est amené à l'état métallique presque sur toute la hauteur du four. La température à la tuyère doit cependant être assez élevée pour fondre complètement les silicates dépourvus

d'oxyde de plomb : il est par suite nécessaire d'ajouter aux lits de fusion des fondants ferrugineux.

La fonte est difficile à conduire, en raison de la grande hauteur des matières en fusion imparfaite au-dessus de la tuyère ; il faut très-fréquemment concentrer la chaleur vers le creuset, en augmentant la longueur du nez et la pression du vent, afin de remédier aux engorgements par une fusion plus rapide et à une température plus élevée.

**Produits.** — La fonte donne trois produits : du plomb, des scories et des fumées.

Le plomb est pauvre en argent, parce que toutes les matières passées au four à manche contiennent très-peu de ce métal ; on ne peut jamais le coupeller directement, souvent même il serait peu économique de l'enrichir par cristallisation.

Les scories contiennent presque toujours des grenailles, et fréquemment une certaine quantité d'oxyde de plomb combiné avec la silice : on doit repasser dans l'opération toutes celles qui renferment des grenailles évidentes, et celles qui contiennent trop d'oxyde de plomb, à la suite de dérangements dans la bonne allure de la fonte. On ne peut pas fixer d'une manière générale la teneur inférieure à laquelle il devient nécessaire de ne pas jeter les scories : cette teneur varie nécessairement avec les frais de l'opération ; elle doit être déterminée dans chaque usine par un calcul approximatif de l'augmentation des dépenses que produit leur addition aux lits de fusion. Les scories jetées rendent à l'essai rarement moins de 3 pour 100 de plomb. C'est d'après la teneur et la fluidité des scories que le maître fondeur règle la composition des charges et la proportion du combustible et du réductif.

Les fumées proviennent presque entièrement de la

condensation de la vapeur de plomb, oxydé et même carbonaté par l'air et par les gaz qui pénètrent dans les appareils. Elles ne contiennent presque pas d'argent, leur réduction ne peut donner que du plomb très-pauvre, et par conséquent ces fumées ne doivent pas être mélangées avec celles qui proviennent des réverbères, au moins quand les minerais traités sont argentifères : les appareils de condensation doivent être, comme je l'ai déjà dit, entièrement séparés pour les deux opérations.

Le traitement des fumées peut être fait comme celui des minerais eux-mêmes, mais dans des opérations distinctes : on ne doit les réunir qu'avec les lithargès qu'il est nécessaire de revivifier. La réduction produit des crasses pauvres en plomb et en argent, qui sont passées dans la fonte des résidus.

*Emploi des minerais de fer.* — Les inconvénients de la méthode que je viens de considérer sont principalement : la perte considérable par volatilisation ; la teneur, toujours notable, souvent très-forte, des scories produites ; ils résultent tous les deux de la difficulté avec laquelle le charbon et le coke réduisent la totalité de l'oxyde de plomb combiné avec la silice. L'emploi du minerai de fer en proportion convenable diminue beaucoup ces inconvénients, il facilite en même temps la fusion et, permet d'économiser le combustible. Pour que ces avantages soient réels, c'est-à-dire procurent une économie à l'usine, en tenant compte des frais et des pertes, il faut que le prix du minerai de fer soit très-moderé, ce qui généralement n'a pas lieu.

Cette restriction étant posée, je vais examiner brièvement le second mode de traitement des résidus au four à manche.

Le but qu'on se propose en ajoutant du minerai de

fer aux lits de fusion est de produire, avant la fusion des matières plumbeuses, et par la réduction partielle de l'oxyde de fer, une proportion de fer métallique assez grande pour achever la décomposition de l'oxyde de plomb; c'est un réductif très-divisé et en même temps très-énergique qu'on cherche à introduire pour aider l'action du charbon de bois ou du coke. La réduction partielle de l'oxyde de fer exige des fours très-élevés, dans lesquels la chaleur soit concentrée devant la tuyère : la fusion des charges ne commence qu'à une grande distance du gueulard, et les matières plumbeuses sont soumises pendant un temps assez long à l'action des gaz réductifs.

Il est important de diminuer autant que possible la production du plomb métallique dans la partie supérieure du four, parce que le métal obtenu serait en grande partie volatilisé dans sa chute jusqu'au creuset : pour cette raison il faut charger seulement des matières plumbeuses fortement agglomérées. La réduction doit avoir lieu principalement dans la zone inférieure, à une petite distance de la tuyère ; elle est produite par les deux actions du combustible et du fer métallique. La chaleur est nécessairement très-forte à la tuyère ; on diminue la volatilisation du plomb en conduisant la fonte très-rapidement, ce qui est une condition avantageuse pour l'économie du combustible.

Dans l'opération ainsi conduite, les scories sont très-fluides, contiennent peu d'oxyde de plomb, ne renferment presque pas de grenailles; les dérangements ne sont pas fréquents, et la plus grande partie des scories peut être jetée.

La volatilisation est moins forte que dans la première méthode de traitement, cependant la quantité de fumées recueillies dans les appareils de condensation est encore



considérable ; les appareils doivent être très-vastes et installés avec beaucoup de soins. Ces fumées ne sont pas argentifères et sont traitées à part.

**INFLUENCE DES GANGUES.** — Les gangues les plus ordinaires des minerais de plomb carbonaté sont : le quartz, l'argile, le carbonate de chaux, l'oxyde de fer et la calamine ; les minerais qui proviennent de l'altération des sulfures contiennent, en outre, des sulfates de plomb, de chaux et de baryte. Je ne dois pas considérer maintenant l'influence du sulfate de plomb ; quand il est en petite quantité, il se comporte à peu près comme le carbonate, ou du moins sa présence ne change rien aux opérations indiquées ; quand, au contraire, il est en proportion un peu forte, il oblige à traiter les minerais carbonatés comme les sulfates, et j'insisterai plus loin sur ce traitement.

L'argile et le quartz n'empêchent pas la réduction de l'oxyde de plomb par le charbon, à basse température ; ils donnent des crasses fortement agglomérées, sans addition d'aucun fondant ; les crasses contiennent l'oxyde de plomb à l'état de silicate et sont facilement traitées au four à manche.

Le calcaire n'éprouve aucune altération dans la première période de la réduction au réverbère, mais il perd son acide carbonique pendant la seconde période, et la chaux produite s'oppose à l'agglomération des crasses ; pour leur donner la cohésion convenable, il est nécessaire d'ajouter une petite quantité de scories fusibles ; au four à manche la chaux est plutôt utile que nuisible dans la fonte des résidus.

Les sulfates de chaux et de baryte donnent lieu à des réactions plus complexes ; ils sont décomposés, au moins en partie, dans l'agglomération au réverbère et dans la

fonte des crasses au four à manche. Les sulfures de calcium et de barium agissent comme réductifs sur l'oxyde de plomb; la chaux et la baryte passent à l'état de silicate dans les scories. Ces actions sont utiles, mais leur influence sur le traitement est faible, puisqu'on ne peut employer le réverbère que pour des minerais très-riches, contenant par conséquent très-peu de sulfates.

L'oxyde de fer se comporte à peu près comme la chaux, il exige l'addition de fondants siliceux pour l'agglomération des crasses; dans la fonte des résidus, il contribue à donner de la fluidité aux scories.

La calamine est très-nuisible dans les deux opérations. Dans la première, l'oxyde de zinc est réduit en partie; une faible portion du métal est volatilisée, en entraînant un peu de plomb et d'argent; la plus grande partie passe dans le plomb d'œuvre, et la présence du zinc gêne beaucoup pour la cristallisation comme pour la coupellation directe; les crasses contiennent de l'oxyde de zinc et s'agglomèrent difficilement. Dans la seconde, les résidus plombeux contiennent de l'oxyde de zinc qui est partiellement réduit; le métal, en se volatilissant, augmente encore la perte en plomb; l'oxyde de zinc qui passe dans les scories les rend plus difficilement fusibles.

Les fumées du réverbère et du four à manche contiennent de l'oxyde de zinc, qui rend leur traitement aussi difficile que celui des minerais.

des minerais  
carbonatés  
au four  
à manche.

Je supposerai, pour la description générale de cette méthode, qu'il s'agit d'un minerai carbonaté contenant des gangues terreuses: quartz, argile plus ou moins ferrugineuse, et calcaire. J'indiquerai ensuite quelle influence exercent sur l'opération les sulfates de chaux et de baryte, l'oxyde de fer non mélangé avec l'argile, et la calamine.

On cherche à obtenir en une seule fonte le plomb contenu dans les minerais et dans tous les résidus plombeux de l'usine, à l'exception des litharges et quelquefois des fumées, pour lesquelles on fait un traitement spécial.

Les minerais sont presque toujours enrichis par la préparation mécanique, qui permet de séparer assez facilement une partie des gangues terreuses ; ils sont livrés à l'usine, en morceaux, en grenailles, en sables et en schlichs plus ou moins fins. Les morceaux et les grenailles, les gros sables peuvent passer au four à manche, soit directement, soit après cassage des plus gros fragments ; il n'en est pas de même des schlichs, ils seraient presque complètement entraînés par les gaz, et doivent subir une préparation spéciale qui leur enlève l'état pulvérulent : on les mélange avec une petite quantité d'argile ou de terre glaise, et on les façonne en briquettes dans des moules en bois, comme dans la fabrication des briques ordinaires ; il faut ensuite faire sécher les briquettes sous un hangar ou à l'air libre, suivant les climats et les saisons.

On doit opérer de la même manière pour toutes les matières pulvérulentes qui sont passées dans les lits de fusion, les fumées, une partie des litharges, etc.

Dans le traitement des minerais carbonatés au four à manche on ne peut pas utiliser les minerais de fer autrement que comme fondant pour les gangues ; on ne doit pas chercher à produire du fer métallique dans le four lui-même, ce qui exigerait l'emploi de fours très-élevés et donnerait lieu à des pertes considérables par volatilisation ; le combustible solide et les gaz sont les seuls réductifs qu'on puisse employer.

*Disposition du four.* — On emploie des fours à manche très-bas, dont la disposition ne présente aucune particularité ; le vent est lancé par une seule tuyère et conduit

par un nez très-court jusque sur le combustible, chargé contre la poitrine; les matières fondues se réunissent dans un creuset en brasque, prolongé au delà de la poitrine par un avant-creuset. A leur sortie du gueulard les gaz et vapeurs se rendent dans de vastes appareils de condensation.

Les parois sont toujours très-rapidement rongées par les matières plombeuses, et il est parfaitement inutile d'employer pour la chemise intérieure des matériaux réfractaires de bonne qualité; les briques rouges compactes résistent même plus longtemps que les briques réfractaires.

*Lits de fusion.* — On mélange dans les lits de fusion :

Les minerais en morceaux, en grenailles, en sable ou en briquettes;

Les fumées et la partie pulvérulente des litharges impures, également moulées en briquettes, agglomérées à l'aide d'un peu d'argile;

Les produits impurs et fondus de la coupellation, abstrichs, abzugs, litharges riches; mais on traite à part les litharges pauvres en argent, quand il est nécessaire d'en révivifier un poids considérable;

Les fonds de coupelle, et les débris de fours et de brasques qui sont pauvres en argent, mais riches en plomb;

Les scories les plus riches de l'opération elle-même, contenant soit des grenailles, soit de l'oxyde de plomb combiné avec la silice;

Les fondants nécessaires pour obtenir des silicates très-fusibles avec les gangues terreuses des minerais.

*Opération.* — La fonte est conduite avec rapidité; dans un four à manche élevé de 2 mètres au-dessus de la tuyère, on passe jusqu'à 4 tonnes des lits de fusion dès

le second jour de sa mise en feu, et 5 ou 6 tonnes les jours suivants; mais les campagnes sont toujours très-courtes, parce que les parois sont rongées très-rapidement, et que l'avant-creuset en brasque se détruit en peu de jours, sous les chocs répétés des outils pendant les coulées très-fréquentes. L'avant creuset peut être réparé tant bien que mal, sans interruption du travail, mais il est impossible de remédier à l'usure des parois à la hauteur de la tuyère. L'agrandissement du vide intérieur permet, dans les premiers jours, de passer un poids plus considérable de matières au prix d'une faible augmentation dans la consommation de combustible; mais au bout de très-peu de temps, il ralentit la descente des charges, il empêche les scories d'être suffisamment fluides et il rend la conservation du nez presque impossible. Il en résulte une grande perte en plomb et en argent, par volatilisation, par le défaut d'appauvrissement des scories, par les nombreuses grenailles qu'elles contiennent; il est nécessaire de mettre hors feu huit ou dix jours au plus après l'ouverture de la campagne.

*Produits.* — On obtient trois produits principaux : le plomb d'œuvre, les scories et les fumées. Dans l'hypothèse faite précédemment pour la composition des minerais, le plomb d'œuvre obtenu est très-pur et contient presque tout l'argent que renferment les lits de fusion. Les scories sont des silicates à bases d'alumine, de chaux et de protoxyde de fer : elles contiennent très-peu d'oxyde de plomb tant que l'allure est bonne, et la composition des charges convenablement réglée : celles qui coulent par-dessus la brasque de l'avant-creuset ne retiennent presque jamais de grenailles, on les casse au marteau, on les essaye, et la plus grande partie peut être jetée : celles qui sortent après le plomb, au moment des coulées, ne laissent pas déposer la totalité des grenailles

qu'elles contiennent dans le four ; elles sont repassées presque en totalité dans les lits de fusion. Les scories sont plus ou moins riches en plomb dans les dérangements du four, mais elles ne sont que très-peu argentifères ; l'argent qu'elles contiennent s'y trouve dans les grenailles de plomb d'œuvre.

Les fumées sont produites presque exclusivement par la condensation des vapeurs métalliques, dans une atmosphère qui contient toujours en excès de l'air et de l'acide carbonique ; elles sont composées d'oxyde et de carbonate de plomb, et leur teneur en argent, moindre que celle des minerais, est cependant toujours très-notable : le plomb, en se volatilissant, entraîne toujours beaucoup d'argent.

La quantité de fumées recueillies est très-grande, même quand les minerais et toutes les matières pulvérentes ont été moulées en briquettes, car la perte en plomb par volatilisation atteint fréquemment la proportion de 40 et 45 pour 100 du métal contenu dans les lits de fusion : la perte d'argent est moins forte et très-variable avec la richesse des matières passées dans la fonte ; elle est rarement inférieure à 20 pour 100 de l'argent contenu dans les lits de fusion. On ne recueille jamais qu'une partie des deux métaux volatilisés ; les chiffres que je viens de citer, et qui se rapportent à des lits de fusion renfermant environ 45 pour 100 de plomb, montrent combien il est important de disposer convenablement les appareils de condensation. On recueille dans ces appareils une proportion bien plus grande de fumées, quand on n'a pas la précaution d'agglutiner en briquettes les minerais et les autres matières pulvérentes ; une grande partie des poussières est entraînée par les gaz, et se retrouve dans les chambres de condensation.

Le traitement des fumées peut être fait de plusieurs manières ; on peut les mouler en briquettes et les passer avec les minerais au four à manche ; on peut aussi les traiter séparément, soit au four à manche, comme les minerais, soit au reverbère, comme je l'ai précédemment indiqué pour les minerais riches. Il est certainement plus simple de les traiter avec les autres matières plombeuses, mais ce procédé diminue très-notablement la teneur du plomb d'œuvre en argent ; quand le plomb doit être coupellé directement, cette diminution n'est pas un inconvénient, puisqu'il serait convenable de mélanger les plombs diversement riches pour avoir des opérations régulières et peu variables ; dans les usines qui emploient la cristallisation pour enrichir le plomb d'œuvre, il y a, au contraire, intérêt à réunir dans un plomb riche la plus grande partie de l'argent contenu dans les minerais, et pour ce motif il est convenable de soumettre les fumées à une fonte spéciale, dans laquelle on traite une partie des matières plombeuses pauvres en argent.

On diminue ainsi la proportion de ces matières qu'il faudrait passer avec les minerais ; on enrichit le plomb d'œuvre qu'on en obtient ; dans ce cas, le traitement est réellement divisé en deux opérations, faites toutes les deux au four à manche : dans la première, on fond les minerais avec les résidus les plus riches en argent ; dans la seconde, on passe les fumées avec les produits secondaires plus pauvres ; dans tous les cas, les litharges à révivifier sont traitées séparément, et donnent pour la cristallisation une troisième classe de plomb, très-pauvre en argent.

*Considérations générales.* — Les matières contenues dans les lits de fusion présentent de grandes différences pour leur composition chimique et leur état physique. Les minerais, les fumées, les litharges pulvérulentes

sont en morceaux de toute dimension, dont les plus gros ont 0<sup>m</sup>,07 ou 0<sup>m</sup>,08 de diamètre, ou en briquettes agglomérées sous une faible pression, devenant très-poreuses à la suite du dégagement de l'eau qui a servi à leur moulage : ces matières contiennent l'oxyde de plomb libre ou combiné avec l'acide carbonique, en mélange intime avec des gangues siliceuses et calcaires, et avec de l'argile. Les débris de fours, les fonds de coupelle, les scories contiennent principalement du silicate de plomb, du quartz, de l'argile, de la chaux et des silicates divers : les scories renferment, en outre, quelques grenailles : ces produits du traitement ont été fondus, et sont chargés en morceaux plus ou moins gros, tous très-compactes, et ne se laissant pas pénétrer par les gaz. Les abstrichs, les abzugs, les litharges impures en morceaux, contiennent l'oxyde de plomb à peu près libre, presque complètement fondu ; ils sont chargés en morceaux assez compacts, mais cependant un peu poreux et pénétrables par les gaz dans certaines parties. Les fondants ferrugineux sont chargés en morceaux généralement très-petits.

Les réactions qui produisent le plomb métallique sont différentes dans la partie supérieure et dans la partie inférieure du four, que je désignerai, comme je l'ai fait précédemment, sous les noms de *zones supérieure et inférieure*. La première comprend toute la hauteur dans laquelle la température est trop basse pour que la fusion puisse commencer ; la seconde comprend toute la partie du four dans laquelle les matières sont en fusion de plus en plus parfaite.

Les agents de réduction dans la zone supérieure sont presque exclusivement les gaz produits par l'action du vent sur le combustible et par la transformation de l'acide carbonique en oxyde de carbone ; dans la zone inférieure, les gaz n'ont plus de contact intime avec les



matières pâteuses ou complètement fondues, leur action est faible ; le combustible solide, mélangé en partie avec les charges pendant leur descente vers la tuyère, exerce sur l'oxyde de plomb l'action réductrice principale.

Dans la première zone, les gaz agissent principalement sur les minerais, les fumées et les matières poreuses ; leur action sur les morceaux compactes ou fondus est nulle ou très-faible. La réduction de l'oxyde de plomb des minerais, des fumées et des litharges moulées en briquettes, est partielle ou complète, suivant la rapidité de la descente des charges et la hauteur de la zone ; elle est aisément complète dans un four élevé, dans lequel la chaleur est concentrée devant la tuyère ; elle n'est que partielle dans un four peu élevé, surtout quand on a soin de régler la pression du vent et la dimension du nez de manière à répartir la chaleur sur toute la hauteur du four. On est donc maître de maintenir cette réduction dans les limites que la pratique fait reconnaître comme les plus convenables. Il est aisé de reconnaître qu'une réduction partielle est plus avantageuse : en effet, le plomb produit dans le haut du four, riche en argent, puisqu'il est produit en grande partie par les minerais, doit traverser une grande hauteur dans le four avant de tomber sous les scories dans le creuset ; la perte par volatilisation en plomb et en argent est d'autant plus grande que la réduction est plus complète dans la zone supérieure. Il y a donc intérêt, en général, à limiter l'action du gaz, et à obtenir le plus tôt possible la fusion des charges. En opérant ainsi, dans un four très-bas, on perd la faculté de réduire une partie de l'oxyde de fer des matières ferrugineuses, et de produire le fer métallique très-divisé, qui faciliterait beaucoup la réduction dans la zone inférieure ; on ne doit compter que sur le charbon pour réduire l'oxyde de plomb qui

arrive dans la zone de fusion après avoir échappé à l'action des gaz.

Dans la zone inférieure, le combustible solide doit réduire aussi rapidement que possible l'oxyde de plomb, libre ou engagé dans des combinaisons silicatées.

Il faut donc que le charbon ou le coke soient en excès et en mélange intime avec les matières en fusion, et que la rapidité inégale de la chute des morceaux les plus gros et les plus réfractaires produise un brassage énergétique, qui mette les fragments du combustible en contact successif avec toutes les matières fondantes. Il est de même essentiel que la colonne de charbon chargée contre la poitrine pénètre dans le creuset et remplisse en partie l'avant-creuset, afin que les scories produites ne sortent du four qu'après un contact prolongé avec le réductif.

Avec des lits de fusion un peu riches, il ne faut pas compter sur le mélange, pour ainsi dire naturel, du combustible avec les lits de fusion, chargés l'un contre la poitrine, les autres contre la warme; dans la descente rapide des charges les matières ne se mélangent pas assez complètement pour que le combustible réduise la totalité de l'oxyde de plomb; on doit faire entrer une certaine quantité de charbon de bois ou de coke dans la composition des lits. On prend pour cet usage les menus produits par le cassage du combustible et les plaquettes de scories qui servent à fermer l'avant-creuset pendant le travail, et auxquelles adhère une quantité très-grande de coke ou de charbon. L'utilité de ces précautions est trop évidente pour que j'insiste davantage sur ce sujet.

Le plomb réduit dans la zone inférieure se volatilise toujours en partic, en entraînant de l'argent; la perte est d'autant plus forte que l'opération est conduite plus

lentement, parce que le métal reste exposé plus longtemps à l'influence du courant de gaz avant d'être recouvert par les scories dans le creuset.

Les principales précautions à prendre dans la fonte des minerais carbonatés sont les suivantes :

Toutes les matières pulvérulentes doivent être mou-lées en briquettes;

Dans la composition des lits de fusion il faut introduire du charbon en quantité suffisante pour réduire rapidement l'oxyde de plomb dans le voisinage de la tuyère, et des fondants ferrugineux capables de donner une grande fluidité aux scories;

La hauteur du gueulard au-dessus de la tuyère doit être très-faible; la pression du vent peu forte; le nez assez court et assez large pour que la chaleur ne soit pas trop concentrée dans le bas du four, et pour que les charges s'échauffent rapidement;

Des appareils de condensation doivent être disposés pour recueillir les fumées toujours très-abondantes;

Une grande surveillance et de fréquents essais des scories sont indispensables : la teneur des scories en oxyde de plomb et en grenailles fait reconnaître ce qu'il faut modifier à la composition des lits de fusion ou à la conduite de l'opération.

La différence entre le traitement des minerais carbonatés et celui des minerais sulfurés, préalablement grillés, dépend principalement de l'état physique des matières soumises à la fonte au four à manche.

Les minerais grillés peuvent être aussi fortement agglomérés que cela est nécessaire, et leur compacité peut s'opposer presque complètement à la réduction par les gaz; on peut employer un four élevé, et ajouter utilement des minerais de fer aux lits de fusion; les sulfates de chaux et de baryte, partiellement transformés en

sulfures, fournissent un réductif dont l'action vient en aide à celle du fer métallique pour produire la décomposition de la plus grande partie de l'oxyde de plomb.

Au contraire, les minerais carbonatés sont plus ou moins poreux et par suite facilement réduits par les gaz; on doit limiter les pertes par volatilisation en employant des fours très-bas, dans lesquels la fusion rapide des charges soustrait en peu de temps l'oxyde de plomb à l'action des gaz; le combustible solide est le seul réductif qu'on puisse faire agir sur les matières fondues.

Les réactions chimiques sont d'ailleurs plus complexes dans la fonte des minerais grillés, et il est bien plus difficile d'obtenir des scories pauvres quand on veut éviter de produire une matte très-chargée de sulfure de fer.

**INFLUENCE DES GANGUES.** — Je n'ai besoin de considérer spécialement que le sulfate de baryte et la calamine.

Le sulfate de baryte se présente rarement avec le plomb carbonaté à texture cristalline; il est au contraire assez fréquemment la gangue des minerais qui proviennent de l'altération de la galène; il est impossible, en raison de sa densité, de le séparer du carbonate de plomb par la préparation mécanique; on peut donc avoir à traiter des minerais contenant une forte proportion de cette gangue, et dans ce cas la fonte est difficile à conduire. On doit chercher à transformer complètement le sulfate en silicate, en ajoutant aux lits de fusion un excès de fondants siliceux, très-fusibles par eux-mêmes; mais cette précaution est insuffisante, on ne peut éviter la réduction partielle du sulfate et la formation d'une certaine quantité de sulfure de barium. Ce sulfure agit sur les silicates de plomb comme réductif, il produit du plomb métallique quand l'oxyde de plomb est en excès, ou une matte dans le cas contraire. La difficulté de la

fonte consiste à régler la réduction du sulfate de baryte et la formation de silicate de plomb de manière à éviter la formation d'une matte. Il résulte de là que le sulfate de baryte en petite quantité est utile dans les lits de fusion, mais qu'une proportion trop forte est nuisible : d'abord en forçant à ajouter beaucoup de fondants, ce qui appauvrit les lits de fusion, augmente les pertes par volatilisation et la consommation de combustible; ensuite en donnant un produit secondaire sulfuré, qui retient toujours de l'argent.

La calamine est plus nuisible encore que le sulfate de baryte, mais par des motifs différents : l'oxyde de zinc du carbonate est réduit en partie, le zinc se volatilise en entraînant du plomb et de l'argent, et en produisant au-dessous du gueulard des engorgements dangereux; l'oxyde de zinc non réduit enlève aux scories une grande partie de leur fluidité; on ne peut les fondre convenablement qu'en ajoutant un grand excès de fondants. On doit éviter autant que possible de traiter seuls des minerais qui renferment une proportion trop forte de calamine.

Aucune disposition spéciale du four à manche ne peut éviter les deux inconvénients principaux qui résultent de la présence du zinc : dans un four élevé on parvient à volatiliser presque tout le métal; en opérant dans un four très-bas et en ajoutant aux lits de fusion une très-grande quantité de scories siliceuses très-fusibles, on obtient la scorification presque complète de l'oxyde de zinc. Dans le premier cas on perd beaucoup de plomb et d'argent par volatilisation, les fumées contiennent beaucoup plus d'oxyde de zinc que les minerais eux-mêmes, leur traitement est par suite plus difficile encore que celui des minerais. Dans le second cas on produit une énorme quantité de scories; leur appauvrissement par le charbon ou par le coke est à peu près impossible;

elles retiennent de nombreuses grenailles quand la fonte n'est pas conduite à une température très-élevée; les pertes par volatilisation sont encore très-fortes, les scories retiennent beaucoup de plomb et d'argent, et cependant ne peuvent pas être repassées en totalité dans les lits de fusion; la consommation de combustible est considérable; les fumées contiennent encore beaucoup d'oxyde de zinc.

Dans les deux cas le plomb d'œuvre obtenu ne renferme que très-peu de zinc, la coupellation est un peu plus facile que pour le plomb obtenu au réverbère en traitant des minerais également zincifères.

Traitement  
des minerais  
contenant  
du plomb  
carbonaté  
et de  
la galène.

On exploite dans plusieurs localités des minerais qui contiennent en même temps du plomb carbonaté et de la galène, accompagnés de quartz et d'argile : le gisement le plus important est celui de l'Eiffel, qui contient le carbonate en grains très-petits et la galène en mouches ou en veinules, disséminés dans du sable quartzeux, à grains très-fins et faiblement agglomérés; les minerais sont pauvres en argent, et peuvent être enrichis par la préparation mécanique.

Les produits sont livrés aux usines à l'état de sables ou de schlichs plus ou moins fins. La présence du quartz empêche de leur appliquer le traitement par réactions au réverbère, qui serait le mieux approprié à leur composition chimique et à leur état physique. On a imaginé pour les fondre une méthode spéciale, suivie maintenant à Stolberg et dans l'Eiffel, et adoptée à Corphalie pour des minerais à gangue argileuse, provenant de l'altération de la galène, et contenant, comme ceux de l'Eiffel, de la galène et du plomb carbonaté.

Cette méthode ne me paraît pas assez importante pour que je décrive en détail une des usines qui l'emploient; je présenterai seulement des considérations générales sur les deux opérations dont elle se compose.

La première est une fonte oxydante dans un réverbère; elle donne comme produit une scorie plombreuse qui tient en suspension le sulfure de plomb.

La seconde est la réduction du silicate et du sulfure dans un four à manche très-élevé; on ajoute comme fondant et comme réductif des scories de forge en grand excès : on obtient du plomb métallique, des scories pauvres, une matte, et des fumées plumbeuses quand l'importance de l'usine permet d'établir des appareils de condensation.

**PREMIÈRE OPÉRATION.** — Le four à réverbère présente une disposition spéciale, analogue à celle que j'ai signalée précédemment en parlant du grillage des minerais sulfurés. La sole est divisée en deux parties, formant réellement deux soles différentes, placées au même niveau, et chauffées par un seul foyer. La plus éloignée sert au grillage ou plutôt à l'échauffement des minerais; sur l'autre se fait la fusion complète : des portes latérales servent au travail des ouvriers. Pour des minerais aussi peu argentifères que ceux de l'Eiffel, on n'a guère besoin de recueillir les fumées, mais des appareils de condensation seraient indispensables dans les usines qui auraient à fondre des minerais riches en argent.

**Opération.** — Le minerai, en sables fins ou en schlichs, est chargé à l'extrémité de la seconde sole, et progressivement avancé vers le pont de la première; dès que la fusion est complète, on le fait couler dans des moules en fonte, dont les dimensions horizontales sont très-grandes relativement à la hauteur. L'opération est continue, c'est-à-dire qu'après chaque coulée on avance vers le pont les minerais chauffés et partiellement grillés sur la seconde sole, et on introduit une nouvelle charge.

**Considérations générales.** — On n'attache pas une

grande importance à l'oxydation du sulfure de plomb, le but principal de l'opération est la *fusion* ; on cherche à l'obtenir le plus rapidement possible, en économisant le combustible. Le foyer est peu profond, les flammes renferment un excès d'oxygène, il se forme sur la seconde sole une certaine quantité d'oxyde et de sulfate de plomb. Sur la première sole, la température est élevée, les minerais s'agglomèrent et fondent en très-peu de temps, il ne peut y avoir d'oxydation notable : la fusion est d'ailleurs trop rapide, en présence de la gangue siliceuse, pour qu'il puisse y avoir réaction entre l'oxyde de plomb et le sulfure.

Les matières fondues retirées du four contiennent un mélange intime d'oxyde, de sulfure, de sulfate et de silicate de plomb ; la silice est (au moins dans l'Eiffel) en quantité trop petite pour déterminer la décomposition complète du sulfate produit sur la seconde sole.

Les minerais fondus sont moulés en pains d'une faible épaisseur ; quand ils sont suffisamment refroidis, on les casse au marteau en gros morceaux, en évitant de produire trop de menus éclats.

Dans cette opération, il y a toujours une perte très-notable de plomb, d'abord par l'entraînement des matières fines par le courant de gaz, ensuite par la volatilisation partielle de la galène. On diminue la perte par entraînement en fermant le registre de la cheminée pendant le chargement et pendant le déplacement de la charge : la volatilisation du sulfure de plomb n'est pas très-forte en raison de l'oxydation partielle qui précède l'exposition à une température élevée. Aussi n'est-il pas indispensable de chercher par la construction d'appareils dispendieux à recueillir les fumées, qui seraient condensées en proportion très-faible et ne contiendraient que du plomb. Il s'en dépose une certaine quantité dans les canaux



qui conduisent les gaz à la cheminée : on les mélange avec les minerais pour leur donner le degré d'agglomération nécessaire à la fonte au four à manche.

L'opération, conduite comme je viens de l'indiquer, est une simplification du grillage et de l'agglomération nécessaires pour les galènes argentifères ; elle exige environ moitié moins de combustible et de main-d'œuvre, économie commandée par la faible teneur en argent, et rendue possible par la présence du carbonate de plomb dans les minerais traités.

**SECONDE OPÉRATION.** — Le four à manche employé pour la fonte est élevé de 4 mètres ; le vent est lancé par une seule tuyère, placée au milieu de la warme, au-dessus d'un creuset de forme presque conique : le four n'a pas d'avant-creuset ; les scories sortent dans l'intervalle des coulées par une petite ouverture ménagée sous la poitrine, et descendent sur un plan incliné. Un trou de coulée communique avec le fond du creuset, et permet de recevoir les matières fondues dans de grands bassins mobiles de forme conique, disposition que rend nécessaire, pour la séparation des grenailles, l'absence d'un avant-creuset.

**Lits de fusion.** — On ajoute aux minerais fondus : les débris de fours, de briques, et des brasques contenant du plomb ; les scories de l'opération qui renferment des grenailles ; la matte cassée au marteau, et des scories de forge en proportion variable, mais toujours très-forte, car elle s'élève ordinairement à 80 pour 100 des minerais.

**Opération.** — La mise en feu doit être faite avec beaucoup plus de lenteur que dans les fours à manche ordinaires, à cause des grandes dimensions de l'appareil et de la forme spéciale du creuset ; elle est commencée

avec du charbon de bois et terminée avec du coke : quand le four est bien chaud et le combustible en pleine combustion, on met la tuyère en place, on donne le vent et on charge des scories contre la warme : quand elles arrivent fondues devant la tuyère, et lorsqu'on est parvenu à former le nez, on commence à charger les lits de fusion contre la warme et le coke contre la poitrine : on élève peu à peu le niveau des matières dans le four, et on diminue la proportion du combustible, jusqu'à ce qu'on soit arrivé à l'allure normale, ce qui n'a lieu qu'après plusieurs jours.

Les lits de fusion et le combustible sont chargés séparément, mais on ne cherche pas à produire deux colonnes nettement distinctes ; devant la tuyère, le coke et les matières fondantes sont mélangées presque autant que dans un haut fourneau : le nez ne peut pas être maintenu dans des dimensions convenables, et la combustion vive du coke se fait à peu de distance de la tuyère. L'œil ménagé sous la poitrine, bouché après chaque coulée, est ouvert quand le niveau des scories est prêt à l'atteindre, et on laisse seulement l'ouverture nécessaire à l'écoulement des scories ; quand la pression du vent agrandit l'orifice et fait sortir les flammes, les ouvriers doivent accumuler du menu coke un peu mouillé, de manière à ne laisser couler qu'une veine très-faible des scories.

La coulée est faite par le fond du creuset, à des intervalles réguliers, déterminés de manière que le niveau de la matte ne puisse atteindre l'œil de la poitrine. On reçoit dans un bassin spécial le plomb qui sort le premier ; on approche les moules coniques dès que le métal est suivi par la matte et les scories. Le plomb est écumé et moulé dans les lingotières dès qu'il est arrivé à la température convenable. On laisse la matte et la scorie se

refroidir lentement dans les moules ; quand leur solidification est complète, on les retourne, et dans les pains coniques on trouve les grenailles de plomb et la matte réunis à la partie inférieure, au sommet des cônes : on détache à coups de marteau toute la partie qui contient des grenailles, et on la repasse dans les lits de fusion ; le reste est cassé en gros morceaux et jeté quand le maître fondeur a constaté l'absence des grenailles.

Il est impossible de nettoyer le creuset à chaque coulée, puisqu'on ne peut le faire qu'en démolissant une partie de la poitrine : il se forme fréquemment des engorgements ferreux, qu'on peut enlever quand on s'en aperçoit en temps utile, mais qui obligent quelquefois à mettre hors feu alors que le bon état de la chemise réfractaire permettrait encore de prolonger la campagne.

La mise hors feu ne présente aucune particularité ; elle est commandée soit par des engorgements trop considérables, soit par l'augmentation du vide intérieur, quand les parois sont rongées au niveau de la tuyère. Dans le premier cas, les campagnes peuvent être très-courtes ; dans le second, elles peuvent être prolongées jusqu'à cinq et même six semaines, parce qu'on est arrêté seulement par l'impossibilité de donner aux scories la fluidité convenable.

**Produits.** — Le produit principal de la fonte est le plomb, moulé en saumons et contenant à peu près tout l'argent des minerais ; dans l'Eiffel il est vendu comme plomb pauvre ; à Stolberg on le soumet à la cristallisation : on obtient, en outre, une certaine quantité de matte, pauvre en plomb et en argent, et des scories renfermant des grenailles de matte et de plomb métallique : ces deux produits sont obtenus en très-petite quantité, et doivent être repassés dans les lits de fusion de la fonte des mi-

nerais : la plus grande partie des scories est assez pauvre en plomb pour être jetée. Je dois signaler comme produits secondaires les fumées et les engorgements ferreux, les lours qui interrompent quelquefois les campagnes.

Les fumées sont produites exclusivement par la volatilisation du plomb, car toutes les matières chargées sont fortement agglomérées ou complètement fondues ; il n'y a pas d'entraînement de matières fines par les gaz : la quantité de plomb qui se volatilise est très-faible, parce que la réduction n'a lieu qu'à une faible distance de la tuyère ; le métal est promptement rassemblé au fond du creuset, au-dessous des scories qui s'opposent à sa volatilisation. Pour ce motif, on ne peut espérer recueillir qu'une très-petite quantité de fumées ; dans l'Eiffel elles sont encore plus pauvres en argent que les minerais, et par conséquent on ne doit pas faire de grandes dépenses pour installer de vastes appareils de condensation. Les fumées sont ici, comme dans la première opération, un produit tout à fait secondaire.

Il n'en est pas de même dans le traitement des minerais argentifères ; l'argent volatilisé devrait être recueilli avec soin, les fumées argentifères auraient une valeur bien plus grande que celle des fumées produites par les minerais de l'Eiffel.

Les lours ou engorgements ferreux contiennent une certaine quantité de plomb qui est entièrement perdu ; on ne peut pas les diviser en morceaux assez petits pour les passer dans les lits de fusion, il n'est possible de tirer parti que des éclats qu'on détache à coups de marteau. Ces lours contiennent beaucoup de fer métallique, dont l'action réductive serait précieuse dans la fonte, et on doit regretter peut-être encore davantage le fer que le plomb contenu dans les lours.

*Réactions chimiques.* — Les matières chargées dans le

four contiennent : de l'oxyde, du sulfure, du sulfate et du silicate de plomb, en mélange plus ou moins intime, en morceaux ordinairement assez gros, provenant du cassage de matières parfaitement fondues, et par conséquent très-compactes ; des mattes très-chargées de sulfure de fer ; du silicate de fer, également en morceaux très-gros et très-compactes.

Dans leur descente assez rapide vers la tuyère, les morceaux s'échauffent très-inégalement, suivant leurs dimensions ; ils entrent progressivement en fusion, et doivent être entièrement fondus devant la tuyère. Le combustible, chargé au gueulard contre la poitrine, se mélange peu à peu avec les lits de fusion, et son contact avec les matières, pendant leur fusion, est rendu plus intime par le brassage continuél déterminé par la chute inégale des morceaux les plus gros, lesquels résistent plus longtemps à l'action de la chaleur.

La grande hauteur donnée au four a seulement pour but et pour effet de préparer les matières aux réactions importantes qui ont lieu dans la partie inférieure du four après la fusion des silicates et des sulfures : les gaz réductifs ne peuvent exercer dans la partie supérieure qu'une action très-faible, en raison de la grosseur et de la compacité des morceaux chargés. Je n'ai besoin d'insister que sur les réactions de la zone inférieure.

Le coke mélangé avec les matières diverses ne commence à agir qu'à partir du moment où la fusion des silicates rend le contact suffisamment intime : cette action donne du plomb et du fer métalliques ; elle se continue jusqu'au-dessous de la tuyère, avec une énergie croissante, à mesure que la température est plus élevée et le mélange du combustible plus intime. Le fer, amené à l'état métallique, décompose le sulfure et le silicate de plomb ; il en résulte du plomb et du sulfure de fer, et

ce dernier se combine, au moins en partie, avec une certaine quantité de sulfure de plomb pour former une matte. Le sulfure de fer non combiné et même celui que renferme la matte agissent sur l'oxyde de plomb des silicates, et produisent, soit seulement du plomb métallique, soit en même temps du plomb et du sulfure de plomb, suivant l'excès plus ou moins grand de l'oxyde de plomb relativement au sulfure de fer.

Ces actions sont très-complexes, et il est important de s'en rendre un compte bien exact; l'oxyde de plomb est réduit: par le coke, par le fer métallique et par le sulfure de fer; le sulfure de plomb ne peut être décomposé que par le fer métallique; la désulfuration doit avoir lieu à une certaine distance de la tuyère, alors que les silicates sont encore assez chargés d'oxyde de plomb pour que l'action du sulfure de fer ne reproduise pas du sulfure de plomb. Si cette condition essentielle n'est pas remplie, l'opération produit plus de matte qu'on n'en charge dans le four. Il est donc nécessaire de produire du fer métallique par la décomposition des scories de forge par le coke, dès le commencement de la fusion des matières, et par conséquent d'employer un grand excès des scories de forge et de disposer le chargement de manière que le combustible se mélange en assez grand excès avec les lits de fusion. Avec ces précautions, on parvient à enlever assez complètement le soufre au plomb, en ne produisant que très-peu de matte: le fer métallique et le coke sont en excès jusqu'à la tuyère, la décomposition du silicate de plomb est complète, les scories sortant du four ne renferment plus que très-peu d'oxyde de plomb: comme elles contiennent encore beaucoup d'oxyde de fer, elles sont très-fluides et ne retiennent pas une quantité notable de grenailles.

Il est indispensable que les matières les plus fusibles

des lits de fusion, les scories de forge et les minerais fondus soient, au moins en partie, en morceaux très-gros, afin d'obtenir la fusion progressive et d'éviter que le four ne soit bouché par l'agglomération des charges : cette condition oblige encore à augmenter la proportion des scories de forge, puisqu'une partie seulement peut donner du fer métallique à une certaine distance de la tuyère ; les plus gros morceaux ne sont entièrement fondus que dans le creuset.

Le grand excès de scories de forge qu'il est nécessaire d'employer dans la fonte présente un inconvénient très-grave : l'action réductive du coke produit du fer métallique jusque devant la tuyère ; il est très-utile pour achever l'appauvrissement des scories, mais la quantité de fer produit dépend du mélange plus ou moins intime du combustible ; ce mélange n'est jamais régulier, et de temps à autre on obtient un excès de fer très-grand, qui reste dans le creuset en formant un loup dont les dimensions augmentent assez rapidement. Quand on s'aperçoit à temps de sa production, on peut le faire sortir en démolissant un peu le devant du four, ou chercher à le dissoudre en diminuant beaucoup la quantité des scories de forge dans les lits de fusion. Le second moyen paraît le plus simple, puisque son effet est de rendre riches en oxyde de plomb les scories qui séjournent dans le creuset ; elles dissolvent le fer métallique en laissant précipiter du plomb ; il est cependant difficile de revenir à l'allure normale après la disparition du loup, et on produit par sa dissolution une grande quantité de scories riches, qu'il faut repasser dans la fonte.

Il semble assez facile d'éviter la formation des loups en remplaçant les scories de forge par du minerai de fer ; sa réduction dans la zone supérieure serait aisée-

ment obtenue complète, et on pourrait régler sûrement sa proportion de manière à produire la désulfuration, en évitant l'inconvénient qui résulte de l'emploi des scories de forge. On réaliserait, en outre, une économie notable sur le combustible, parce que la quantité des matières à fondre serait moins grande.

Dans le creuset se réunissent toutes les matières fondues, le plomb, la matte et les scories ; elles se séparent assez rapidement, en raison de la différence de leurs densités, et l'excès de fer métallique produit dans le four peut achever l'appauvrissement des scories ; mais la chute continuelle des produits de l'opération met à chaque instant en suspension dans les silicates une nouvelle quantité de plomb et de matte, qui ne peuvent tomber avec la rapidité convenable dans le fond du creuset, que si la température est maintenue très-élevée ; on obtient ce résultat en donnant au creuset des dimensions relativement très-faibles, et, par cet artifice, on évite l'emploi d'un avant-creuset. Les coulées sont nécessairement très-rapprochées, mais il est facile de faire sortir le plomb tout seul et de le recevoir dans un bassin spécial ; la matte et la scorie sont ensuite introduites dans des moules coniques, dont la forme permet la séparation très-nette de la matte et des grenailles : on n'a besoin de repasser dans la fonte qu'une très-petite quantité des scories de l'opération, avantage qu'on n'aurait pas avec un avant-creuset, il faudrait fondre de nouveau la totalité des scories qui sortiraient à chaque coulée du plomb.

Dans l'intervalle des coulées, quand le niveau des scories atteint l'ouverture ménagée sous la poitrine, au-dessous de laquelle se prolonge la colonne du combustible, chargé en grande partie contre la poitrine, les scories qui sortent par l'œil traversent une épaisseur de coke



assez grande pour que la matte et les grenailles aient le temps de se déposer.

Les réactions qui amènent le plomb à l'état métallique ne commencent qu'à une faible distance de la tuyère, le métal n'est soumis que pendant un temps très-court au courant gazeux, il atteint rapidement le creuset, dans lequel il est préservé de la volatilisation par les scories qui le recouvrent; pour toutes ces raisons, la perte par volatilisation n'a pas l'importance qu'on serait tenté de lui attribuer, si on considérait seulement la température élevée à laquelle l'opération est faite.

La perte par entraînement est presque nulle, puisque toutes les matières des lits de fusion sont en morceaux; on ne recueille que très-peu de fumées dans les canaux qui conduisent les gaz à la cheminée; il est inutile d'installer de vastes appareils de condensation lorsque les minerais traités ne sont pas riches en argent.

*Observations. — Résumé.* — La méthode que je viens de décrire offre, à côté de plusieurs avantages, quelques inconvénients qu'on pourrait atténuer en partie. Les pertes par entraînement et par volatilisation sont relativement très-faibles : le four est très-élevé, les scories de forge donnent aux scories une fluidité très-grande, et fournissent en même temps le fer métallique en quantité plus que suffisante pour la désulfuration du plomb et pour l'appauvrissement presque complet des scories : la consommation de combustible, la dépense en main-d'œuvre sont relativement très-faibles : la forme spéciale du creuset, l'absence d'avant-creuset et le mode de coulée permettent de jeter la presque totalité des scories.

A côté de ces avantages, la méthode présente une difficulté très-grave : la réduction de l'oxyde de fer des scories de forge par le coke qui se mélange aux charges doit commencer presque en même temps que la fusion

des matières, elle continue de plus en plus énergique jusque dans le creuset; elle produit le fer métallique en quantité variable, suivant l'intimité du mélange du coke et suivant l'allure du four, et cependant il faudrait la maintenir entre des limites très-rapprochées. Quand l'action est trop faible on obtient beaucoup de matte, riche en plomb, et des scories qui ne sont pas très-pauvres : quand elle est trop énergique, il se produit dans le creuset des dépôts de fer métallique qui peuvent donner lieu à des engorgements : ce dernier cas est le plus fréquent, et souvent les campagnes sont interrompues par des loupes de dimensions considérables. J'ai déjà précédemment indiqué que l'emploi de minerais de fer remédierait en grande partie à cet inconvénient, mais le minerai ne peut remplacer qu'en partie les scories de forge, et seulement pour produire le fer métallique en quantité plus régulière : il faudrait toujours passer dans les lits des scories ferrugineuses en gros morceaux, tant pour produire le brassage indispensable que pour donner aux silicates la fluidité convenable.

En se servant de minerais de fer, il faut apporter une grande attention au chargement et veiller à ce que le combustible ne se mélange que très-peu avec les matières des lits de fusion. Dans ce cas, le plomb est amené à l'état métallique presque entièrement par le fer, et par suite il faut employer à peu près la même quantité de minerais de fer que s'il s'agissait d'enlever entièrement par le fer le soufre à des minerais de même richesse, contenant la totalité du plomb à l'état de sulfure. Il en résulte que la méthode ne peut être modifiée dans ce sens que dans les usines qui peuvent se procurer des minerais de fer à des prix très-modérés.

## § 3.

**Traitement des sulfates de plomb.**

On peut avoir à traiter des sulfates de plomb très-diversement riches, les minerais ou les sulfates artificiels. Les minerais exploités jusqu'à présent contiennent des gangues terreuses, argile, quartz ou sulfate de baryte; ils ne peuvent pas être enrichis par la préparation mécanique, et leur teneur en plomb est en général peu élevée. Les sulfates artificiels, plus ou moins imprégnés d'acide sulfurique en excès, ne contiennent, au contraire, que du sulfate de plomb; ils ne renferment pas de matières terreuses, à moins qu'elles ne soient introduites par fraude.

Je n'ai visité aucune usine traitant avec avantage les minerais sulfatés ou les sulfates artificiels; je ne crois même pas qu'il en existe une seule dans laquelle un traitement normal soit établi depuis longtemps pour extraire le plomb de ces matières métalliques. De nombreuses expériences ont été faites, bien des procédés différents ont été essayés, mais jusqu'à présent on n'a pas appliqué une méthode suffisamment économique, permettant d'extraire la totalité du plomb des sulfates naturels ou artificiels.

Je ne peux présenter sur ce sujet que des considérations générales, et je dois me borner à indiquer les difficultés principales que rencontre le traitement dans les deux méthodes applicables à ces matières. Je m'occuperai d'abord de la réduction au four à réverbère, sur laquelle j'ai fait, en 1848, avec M. l'ingénieur Phillips, des expériences assez longues; je parlerai ensuite du traitement au four à manche, essayé dernièrement dans une usine du midi de la France.

Réduction  
au réverbère.

Je considère en premier lieu l'emploi des réverbères pour la réduction du sulfate de plomb artificiel, imprégné d'un excès d'acide sulfurique ; le traitement complet comprend trois opérations distinctes :

La *dessiccation* du sulfate sur la sole d'un four à réverbère ;

La *réduction* au réverbère, soit par le fer métallique, soit par le charbon ;

La *fente des résidus* riches en plomb, donnés par la seconde opération.

**PREMIÈRE OPÉRATION.** — La dessiccation du sulfate exige la température du rouge sombre et peut être faite commodément sur la sole d'un réverbère de grandes dimensions, disposé comme les fours de grillage des minerais de cuivre dans la méthode galloise. On reconnaît la fin de l'opération à la cessation de vapeurs d'acide sulfurique : la matière est retirée du four avec des râbles en fer ; elle est écrasée avec des pilons en bois, et se trouve alors prête pour la réduction. Je n'ai pas besoin d'insister sur les détails de cette dessiccation, je dois seulement faire observer que l'acide sulfurique en excès ne peut être expulsé que très-lentement, que les matières doivent rester longtemps dans le four, et que par suite les dépenses en main-d'œuvre et en combustible sont très-notables : la condition de sécher les sulfates livrés par l'industrie augmente beaucoup les frais de traitement de ces produits artificiels.

**SECONDE OPÉRATION.** — Pour amener le plomb à l'état métallique sans produire de sulfure de plomb, il est indispensable de transformer le sulfate en silicate ; ce dernier peut ensuite être décomposé de bien des manières différentes, par le fer métallique, par le charbon, le coke, la houille, ou même par du sulfure de fer : dans

tous les cas, il y a perte très-forte par volatilisation, et la réduction n'est pas complète; on obtient, outre le plomb plus ou moins pur, des scories très-riches en oxyde de plomb, et des fumées, auxquelles il faut faire subir un traitement spécial.

*Disposition du four.* — Le four est disposé comme ceux qui servent à la fonte pour matte dans le traitement des minerais de cuivre à Swansea, à ces différences près, que la surface du foyer peut être notablement plus petite, parce qu'on n'a pas besoin d'une température aussi élevée, et que les gaz doivent être conduits dans des appareils de condensation pour les fumées. On maintient sur la grille une épaisseur de houille assez grande pour que les flammes ne soient pas oxydantes.

*Opération.* — On charge sur la sole le sulfate desséché, intimement mélangé avec 1 1/2 pour 100 de charbon de bois très-fin et 20 pour 100 de sable quartzeux. Le four est encore au rouge vif au moment de l'introduction des matières, et on continue à chauffer fortement. Le sulfate est promptement décomposé par le charbon et le quartz; il se dégage de l'acide sulfureux, il se produit un peu de plomb métallique, et il se forme du silicate basique de plomb, qui entre bientôt en fusion complète.

L'ébullition due au dégagement de l'acide sulfureux indique la marche des réactions; quand le bouillonnement est à peu près apaisé et que les matières sont en fusion complète, on peut considérer la décomposition du sulfate comme terminée, et procéder à la réduction. La durée de cette première période varie avec le poids de la charge; elle est d'environ trois heures quand on opère sur 1 tonne de sulfate desséché.

Sur le silicate basique on fait agir l'un des réductifs précédemment indiqués, en prenant les précautions nécessaires pour obtenir un mélange à peu près intime du

réductif avec le silicate : on fait la coulée quand la réduction paraît être presque complète, et on reçoit dans des bassins différents le plomb métallique et la scorie ; dès que les matières sont sorties du four, on bouche le trou de coulée, on répare la sole aussi bien que possible, et on procède à un nouveau chargement.

La durée de la seconde période, qui peut être nommée la *période de réduction*, dépend du réductif employé et du degré d'appauvrissement qu'on cherche à obtenir pour les scories : elle ne doit cependant pas être prolongée au delà de cinq heures, parce que la volatilisation du plomb est très-forte à la température élevée qui est nécessaire pour maintenir les scories en pleine fusion. On doit toujours faire la coulée avant que la réduction de l'oxyde de plomb soit achevée.

*Produits.* — On obtient trois produits : le plomb, les scories, les fumées condensées dans les chambres. Le plomb est coulé dans des moules en fonte, et quelquefois il est nécessaire de le purifier par une seconde fusion. La scorie est cassée au marteau, et cette opération mécanique permet de séparer les plus grosses grenailles : la scorie elle-même est riche en oxyde de plomb et renferme des grenailles plus ou moins fines de plomb métallique ; sa teneur en métal n'est pas inférieure à 18 et même à 20 pour 100 : il faut la fondre au four à manche pour en retirer une partie du plomb.

Dans les appareils de condensation on recueille des fumées, composées d'oxyde, de carbonate et de sulfate de plomb ; on peut les mélanger avec les sulfates desséchés, dans le traitement au réverbère.

*Considérations générales.* — J'ai besoin d'insister un peu longuement sur cette opération, et principalement sur la seconde période.

Dans la première, on ne cherche pas à obtenir de plomb

métallique, parce qu'il serait mélangé d'une certaine proportion de sous-sulfure, résultant de l'action du charbon sur le sulfate ; il ne faut faire intervenir le charbon que pour faciliter la transformation du sulfate en silicate.

Dans la seconde période, on peut employer, comme agent de réduction du silicate en fusion, le fer très-divisé, la tournure de fonte, le coke, le charbon de bois ou la houille en petits fragments, la pyrite de fer ; je vais indiquer pour chacun de ces réductifs la manière dont il faut conduire le travail et les résultats qu'on peut obtenir.

*Emploi des rognures de fer ou de la tournure de fonte.*

— On jette à la pelle, à la surface du silicate fondu, 15 pour 100 de fer ou de fonte, on brasse fortement en cherchant à mettre le réductif en suspension dans la matière en fusion ; on maintient la température au rouge vif. La décomposition de l'oxyde de plomb est d'abord très-rapide ; il se forme beaucoup de plomb métallique, qui se rassemble au point le plus bas de la sole, le silicate fondu se charge d'oxyde de fer, et conserve bien sa fluidité, sans qu'on ait besoin de chauffer plus fortement. Mais le fer et la fonte tombent bientôt au-dessous de la scorie, et on ne parvient pas à les maintenir en suspension, même par des brassages continuels ; le contact du fer et du silicate ne peut pas rester intime, on ne peut pas arriver à la décomposition complète de l'oxyde de plomb.

On doit faire couler toutes les matières hors du four, alors que les scories retiennent encore de 18 à 20 pour 100 de plomb. On ne doit pas chercher à obtenir un appauvrissement plus complet en prolongeant l'opération et en ajoutant un excès de réductif, d'abord parce que le plomb se volatilise très-rapidement à cette température élevée, et que la perte est à peu près proportionnelle à la durée de l'opération, ensuite parce que l'excès de fer ou de fonte se mélange en partie avec le plomb

et le rend très-difficile à purifier. Ces réductifs coûtent d'ailleurs très-cher, même dans les usines placées dans les conditions les plus favorables, et l'opération cesse d'être économique quand on doit en employer une trop grande quantité.

Les produits obtenus sont : le plomb métallique, la scorie et les fumées.

Le plomb et la scorie sont reçus dans un bassin extérieur ; le plomb se rassemble au fond, il est recouvert par une petite partie de la scorie ; la plus grande partie de cette dernière se déverse sur le sol de l'usine, ou dans un bassin spécial, à un niveau inférieur. La scorie est enlevée et cassée au marteau ; le plomb est écumé, puisé à la cuiller et versé dans des lingotières. Le métal n'est pas pur, même quand on a eu la précaution de n'employer pour la réduction que la quantité de fer ou de fonte indiquée précédemment, insuffisante pour décomposer tout l'oxyde de plomb. Il contient toujours un peu de fer, dont les grains les plus gros viennent nager à la surface, et peuvent être enlevés par un écumage, tandis que les grains très-fins restent en suspension dans l'intérieur du métal fondu. Dans la coulée des lingots, une petite quantité de fer vient encore à la surface ; en l'enlevant de nouveau, on a des saumons quelquefois assez purs pour être livrés au commerce ; mais généralement il est nécessaire de purifier le métal par une seconde fusion dans une chaudière en fonte. Les divers écumages obtenus dans ces élaborations contiennent beaucoup de plomb et de fer, ils doivent être repassés dans le réverbère à la fin de la seconde période de la réduction : le fer qu'ils contiennent sert à décomposer une partie du silicate de plomb.

Les scories contiennent de l'oxyde de plomb, des grenailles de toutes dimensions et du fer métallique, très-



irrégulièrement disséminé. Par le cassage au marteau, on sépare les plus grosses grenailles, qui doivent être ajoutées aux lingots pour la seconde fusion : on retire en même temps une partie du fer ou de la fonte, et on peut les faire servir à la réduction dans une opération ultérieure. Après ces deux séparations, les scories contiennent encore beaucoup de plomb, soit à l'état d'oxyde, soit à l'état de fines grenailles, et leur teneur est rarement inférieure à 17 pour 100.

L'opération bien conduite, dans un four servant depuis un certain temps <sup>1</sup>, donne environ 50 pour 100 de plomb, tandis que le sulfate desséché en contient de 65 à 68 pour 100. Le reste du métal est volatilisé ou contenu dans les scories : ces dernières retiennent environ 6 de plomb pour 100 de sulfate mis en opération ; la volatilisation doit par conséquent dépasser la proportion de 10 de plomb volatilisé pour 100 de sulfate desséché, soit de 15 pour 100 du plomb contenu dans la charge. Il est donc très-important de chercher à recueillir les fumées dans des appareils convenablement disposés.

En tenant compte du plomb retiré des scories et des fumées, par le traitement des premières au four à manche, et par la réunion des secondes aux sulfates, on arrive à un rendement de 58 à 59 de plomb métallique pour 100 de sulfate de plomb desséché, en perdant par conséquent de 14 à 15 pour 100 du métal contenu dans les matières achetées au commerce.

Cette perte est assez faible, mais les frais de traitement sont très-élevés : les trois opérations consomment beaucoup de combustible, les réactifs employés pour

<sup>1</sup> Dans un four neuf le plomb s'infiltra dans toutes les fissures de la sole et des parois, et pénétra à une très-grande distance de la sole ; on n'obtint dans les coulées le rendement normal en plomb qu'au bout de plusieurs jours, quand le four est pour ainsi dire saturé de métal.

la réduction coûtent très-cher, et les outils, presque constamment plongés dans les matières en fusion, sont rongés très-rapidement par le silicate de plomb, sur lequel ils agissent comme réductifs. La main-d'œuvre s'élève à plusieurs journées par tonne de sulfate traité.

*Emploi du charbon, du coke ou de la houille.* — La réduction est conduite de la manière suivante : dès que la transformation du sulfate en silicate est à peu près terminée, on laisse un peu tomber le feu, afin de ramener à l'état seulement pâteux le silicate en fusion presque liquide. On jette ensuite dans le four, en les répartissant également sur toute la surface, 10 pour 100 de calcaire en très-petits fragments et 8 pour 100 de combustibles menus, charbon de bois, coke, escarbilles, houille maigre : on cherche à mélanger intimement ces substances avec le silicate ; on chauffe ensuite de nouveau jusqu'à fusion complète, et on fait la coulée. Le calcaire sert à rendre les silicates plus basiques et à faciliter la réduction de l'oxyde de plomb : l'oxyde de plomb est réduit en grande partie par le contact du combustible ; mais le mélange de ce dernier ne peut pas être rendu assez intime pour que la décomposition soit complète ; les scories obtenues sont encore très-riches en plomb, il faut les traiter au four à manche.

Le plomb produit est très-pur, et n'a pas besoin d'une seconde fusion.

La volatilisation du métal est aussi forte que dans la méthode précédemment exposée ; les fumées doivent encore être recueillies et traitées avec les sulfates.

*Emploi de la pyrite de fer.* — La pyrite de fer peut être utilisée comme réductif du silicate de plomb, mais elle ne permet pas d'éviter la volatilisation d'une portion notable du plomb, et de plus elle donne des produits secondaires, matte et scories riches, qu'il est nécessaire de

soumettre à un traitement spécial. L'opération doit être conduite de la manière suivante : dès que la transformation du sulfate de plomb en silicate est à peu près terminée, on jette à la surface des matières en fusion de la pyrite de fer réduite en sable, dans la proportion de 20 à 22 de pyrite pour 100 de sulfate desséché ; par des brassages répétés on cherche à obtenir le mélange intime du réductif avec le silicate ; il se dégage du soufre et ensuite de l'acide sulfureux ; on reconnaît la fin de la réaction à la fusion tranquille des matières : à ce moment on fait la coulée. On obtient seulement deux produits fondus, quand on ne dépasse pas la proportion de pyrite précédemment indiquée, du plomb métallique et des scories riches. Avec une quantité plus grande de pyrite on produit du plomb, une matte plus ou moins riche, et des scories pauvres.

Cette différence dans la nature des produits est facilement expliquée par les réactions auxquelles donne lieu la pyrite de fer : exposée brusquement à une température élevée, elle abandonne d'abord une portion de son soufre, laquelle agit, mais seulement en partie, comme réductif sur l'oxyde de plomb, en produisant du plomb métallique et de l'acide sulfureux ; le sulfure de fer décompose ensuite l'oxyde de plomb du silicate : il se produit de l'acide sulfureux, du silicate de protoxyde de fer, et du plomb métallique, tant que les scories sont riches ; l'action est différente seulement quand les silicates sont devenus pauvres en plomb, ou quand la pyrite est en excès dans certaines parties. Dans ce cas en effet le fer seul s'oxyde aux dépens de l'oxyde de plomb, le soufre se combine, au moins en partie, avec le plomb réduit ; il se forme une matte qui entre rapidement en fusion et tombe sur la sole au-dessous du silicate, sur lequel elle n'a plus qu'une action très-lente.

Il est donc impossible de produire des scories pauvres sans obtenir en même temps une matte plus ou moins riche, dont le traitement spécial est plus compliqué que celui des scories riches, pour lesquelles une fonte au four à manche est suffisante. On a donc intérêt à ne pas laisser se produire de matte, et pour cela il faut remplir deux conditions : d'abord la pyrite doit être employée en quantité assez faible pour que les scories restent riches en plomb jusqu'à l'oxydation complète du soufre et du fer; en outre, le mélange de la pyrite avec le silicate de plomb doit être rendu très-prompement intime et régulier, afin que, dans aucune partie et dans aucun moment, le sulfure de fer ne se trouve en excès.

La réaction du sulfure de fer exige un temps relativement assez court; cependant on ne peut éviter la volatilisation d'une notable partie du plomb, en raison de la température élevée qui est nécessaire, tant pour les réactions que pour la fluidité des scories. Il est donc indispensable d'adapter à la suite du four des appareils de condensation pour recueillir les fumées. Ces fumées sont composées principalement de sulfate de plomb, et doivent être traitées en même temps que le sulfate desséché.

Les détails dans lesquels je viens d'entrer démontrent combien il est difficile de traiter au réverbère les sulfates de plomb presque purs. On ne retire de la réduction au réverbère qu'une partie du métal; les scories produites sont très-riches en plomb et doivent être passées dans un four à manche.

**TROISIÈME OPÉRATION.** — Les scories riches données par la seconde opération sont traitées dans des fours très-élevés, dans lesquels on fait agir le coke ou le charbon de bois comme réductif de l'oxyde de plomb : après les

détails que j'ai présentés dans le paragraphe précédent, il me paraît inutile d'insister sur cette partie du traitement des sulfates de plomb.

L'ensemble des opérations coûte toujours très-cher, et par suite la méthode ne peut être appliquée qu'aux minerais riches ou aux sulfates artificiels.

Pour les minerais pauvres, comme le sont les sulfates reconnus jusqu'à présent en masses un peu considérables, les frais spéciaux du traitement par cette méthode dépasseraient la valeur du plomb produit; ces minerais ne peuvent être traités qu'au four à manche.

Pour simplifier autant que possible l'exposé des difficultés que présente le traitement des sulfates de plomb dans les fours à tuyère, je suppose que le minerai contient comme gangues seulement de l'argile et du carbonate de chaux, et qu'il est pauvre en plomb, mais notablement argentifère.

Le traitement complet peut être fait en deux opérations :

1° *Décomposition* du sulfate et transformation en silicate ; *agglomération*.

2° *Fonte au four à manche* du minerai fondu ou plus ou moins aggloméré, produisant seulement du plomb d'œuvre et des scories pauvres.

**PREMIÈRE OPÉRATION.** — Elle a pour but principal la décomposition du sulfate de plomb, dont la réduction au four à manche produirait une certaine quantité de sulfure; elle sert en même temps à donner au minerai le degré d'agglomération nécessaire à la bonne marche de la fonte.

Cette opération est faite au réverbère; la disposition du four a une importance principalement économique; on peut employer avec succès des fours à deux soles, ana-

Réduction  
au four  
à manche.

logues à ceux qui servent à Stolberg pour la fusion des minerais carbonatés et sulfurés, exploités dans l'Eiffel.

*Opération.* — Le minerai chargé à l'extrémité de la sole est progressivement amené auprès du pont; là il reste exposé à la température du rouge presque vif jusqu'à ce que la décomposition du sulfate de plomb par l'argile de la gangue soit complète, et jusqu'à ce que l'agglomération paraisse suffisante; il est alors retiré du four, cassé au marteau, si cela est nécessaire, et transporté aux lits de fusion de la fonte au four à manche.

*Considérations chimiques.* — Le sulfate de plomb ne peut être décomposé que par l'action de la gangue argileuse, qui produit des silicates d'alumine, d'oxyde de plomb et de chaux; la décomposition du sulfate et la fusion des silicates produits sont faciles quand l'argile existe dans le minerai en proportion convenable; on ne pourrait au contraire les obtenir si la gangue dominante était le calcaire; pour de pareils minerais il serait nécessaire d'ajouter une certaine quantité de quartz, suffisante pour produire, avec les bases contenues dans les minerais, des silicates contenant au moins 30 pour 100 de silice.

Il est inutile de chauffer assez fort et assez longtemps pour que les silicates entrent en pleine fusion; on peut retirer les matières du four quand elles ont pris l'état seulement pâteux, et quand, le dégagement du gaz étant devenu très-faible, on peut être certain que la majeure partie du sulfate de plomb est décomposée. Le produit de l'opération est alors aggloméré et poreux, et se présente dans les conditions les plus convenables pour la réduction dans un four à manche peu élevé. Il est du reste facile de comprendre que dans quelques minerais la proportion de l'argile peut être telle que la fusion est complète dans le réverbère; le produit doit être coulé dans des bassins peu profonds, et cassé au marteau après

refroidissement; dans ce cas il doit être traité dans un four à manche plus élevé.

Ces deux cas différents correspondent tout à fait à ceux que j'ai considérés précédemment pour le produit du grillage au réverbère des minerais sulfurés; je n'ai pas besoin d'exposer de nouveau les raisons pour lesquelles on est obligé de faire varier la hauteur du four à manche suivant la compacité des silicates dont on veut réduire l'oxyde de plomb.

**SECONDE OPÉRATION.** — La fonte au four à manche ne présente aucune difficulté spéciale, quand la première opération a été conduite avec les soins convenables; je vais exposer brièvement de quelle manière la fonte doit être conduite dans les deux cas précédemment indiqués, mais sans insister sur les réactions chimiques pour lesquelles je crois avoir donné des détails suffisants en parlant du traitement des galènes argentifères.

Le minéral préparé au réverbère est seulement aggloméré, il est obtenu en masses poreuses, qui ne renferment plus une quantité notable de sulfate de plomb. Le four à manche présente la disposition ordinaire, et une hauteur qui peut varier entre 1<sup>m</sup>,50 et 2 mètres, du gueulard à la tuyère.

Premier cas.

**Lits de fusion.** — Au minéral calciné et plus ou moins aggloméré on ajoute : une petite quantité de minéral de fer préalablement grillé; des scories siliceuses de la fonte elle-même, et on choisit celles qui contiennent des grenailles de plomb métallique et surtout celles qui sont riches en plomb, à la suite de dérangements dans l'allure normale de la fonte; les fonds de coupelle, les abstrichs, et généralement tous les résidus plombeux, produits dans l'opération elle-même et dans la coupellation du plomb d'œuvre.

*Opération.* — Les lits de fusion sont chargés contre la warme, le coke contre la poitrine, et la fonte est conduite avec rapidité; la réduction est faite en partie par les gaz, mais principalement par le coke, qui se mélange suffisamment avec les lits de fusion dans leur descente rapide vers la tuyère; le gueulard peut être maintenu constamment obscur, et la perte par volatilisation est relativement très-faible.

Le minerai de fer n'est pas notablement réduit, en sorte que le coke et les gaz agissent seuls comme réductifs; le protoxyde de fer passe presque en entier dans les scories et contribue à leur donner de la fluidité. Les scories retirées du four ne contiennent que très-peu d'oxyde de plomb; celles qui sortent en même temps que le plomb, dans les coulées très-fréquentes, renferment presque toujours des grenailles et doivent être repassées dans les lits de fusion.

Les campagnes sont assez longues quand les lits de fusion sont composés de manière que les scories renferment de 44 à 45 pour 100 de silice; car dans ce cas les parois du four ne sont corrodées que très-lentement; dans une campagne de 17 à 18 jours on passe aisément cent tonnes de minerais agglomérés, en brûlant de 25 à 50 de coke pour 100 de minerais fondus. Je cite ces nombres pour montrer combien la réduction au four à manche peut être économique; elle donne à l'état de plomb d'œuvre presque tout le métal contenu dans les minerais; la perte par volatilisation est à peine assez forte pour qu'on ait besoin d'installer des appareils de condensation.

Dans la première opération les frais ne sont pas considérables, puisqu'il suffit, dans la plupart des cas, de 25 à 30 de houille pour 100 de minerai: la perte par volatilisation est nulle; l'entraînement des matières fines



par le courant gazeux, pendant le chargement et pendant les premiers brassages, peut être maintenu dans des limites restreintes.

Ce mode de traitement est donc bien supérieur sous tous les rapports à la méthode que j'ai d'abord considérée, et dans laquelle toute la réduction est faite dans un réverbère; on retire aisément à l'état de plomb d'œuvre 80 pour 100 du plomb contenu dans les minerais, tandis qu'au réverbère et pour des minerais pauvres on ne dépasserait pas 45 pour 100.

Quand les minerais ont été complètement fondus dans la première opération, on est obligé de faire la réduction dans un four très-élevé, et d'employer le fer comme réductif. Le four doit avoir de 3 à 4 mètres de hauteur au-dessus de la tuyère; quant à la disposition spéciale du creuset et de l'avant-creuset, je ne pense pas qu'elle ait une grande importance.

Second cas.

*Lits de fusion.* — Aux minerais fondus, aux résidus plombeux provenant de l'opération elle-même et de la coupellation, on ajoute : des scories siliceuses produites dans le four lui-même, et renfermant des grenailles de plomb; des scories de forge, ou plutôt du minerai de fer en morceaux et préalablement grillé. Ce dernier doit servir à produire, par sa réduction partielle, le fer métallique en quantité suffisante pour amener la totalité du plomb à l'état métallique; le protoxyde de fer qui résulte des réactions complexes, que j'ai précédemment exposées, donne aux scories une grande fluidité.

*Opération.* — Les matières des lits de fusion et le combustible sont chargés, comme à l'ordinaire, en deux colonnes séparées, contre la warme et contre la poitrine; la fonte est conduite rapidement, la plus grande partie des scories est assez pauvre pour être jetée, on ne conserve pas pour les lits de fusion les scories qui sortent par-

dessus la brasque de l'avant-creuset, dans l'intervalle des coulées. Le gueulard est facilement maintenu tout à fait obscur; la perte par volatilisation et par entraînement est très-faible; on n'a pas un besoin réel d'établir des appareils de condensation.

La réduction, dans ce second cas, présente à peu près les mêmes avantages que dans le premier; la seule différence est la nécessité d'employer des minerais de fer en proportion considérable; ils servent comme réductifs et comme fondants, tandis que dans les fours à manche d'une faible hauteur l'addition des minerais de fer aux lits de fusion n'a pas d'autre but que d'augmenter la fusibilité des scories.

Ainsi que je l'ai dit précédemment, les minerais de fer ne peuvent pas être obtenus dans toutes les localités à des prix modérés: leur emploi ne peut pas être adopté dans toutes les usines.

J'ai passé un peu rapidement sur le traitement des sulfates de plomb, d'abord parce que les minerais sulfatés sont très-rares, et que les sulfates artificiels eux-mêmes ne pourraient donner lieu qu'à des entreprises d'une importance très-limitée, ensuite et principalement parce que le traitement rentre presque complètement dans le cadre des méthodes que j'ai précédemment considérées. Pour les minerais et pour les sulfates artificiels, il faut toujours commencer par la transformation du sulfate en silicate de plomb. Le produit de cette première opération est alors entièrement analogue à une galène à gangue quartzreuse, parfaitement grillée; la réduction de l'oxyde de plomb ne présente plus que les difficultés ordinaires; elle peut être faite dans des réverbères ou dans des fours à tuyère plus ou moins élevés, suivant la richesse en plomb des minerais, et suivant les prix des combustibles et des minerais de fer.

## § 4.

**Coupeilation du plomb d'œuvre.**

Dans les paragraphes précédents, j'ai considéré seulement la première partie du traitement des minerais de plomb argentifères, dont le but est la production du plomb d'œuvre ; il me reste à examiner les divers procédés qui sont employés pour séparer l'argent et pour tirer un parti avantageux du plomb.

Autrefois on procédait toujours par *coupeilation*, et maintenant encore cette méthode est appliquée dans un grand nombre d'usines : en oxydant le plomb fondu dans un four à réverbère, de forme spéciale, on obtient l'argent métallique, des litharges et des produits plumbeux impurs ; l'argent est raffiné, les produits impurs repassés dans la première partie du traitement, et, en définitive, on a seulement deux produits marchands : l'argent et les litharges jaunes et rouges. Quand les litharges ne peuvent pas être facilement vendues, on doit les révivifier, c'est-à-dire les réduire au réverbère ou au four à manche, pour en tirer du plomb métallique.

Dans ces dernières années un Anglais, M. Pattinson, a été frappé des inconvénients de cette ancienne méthode, inconvénients surtout très-graves dans celles des usines modernes qui ont à traiter annuellement un poids très-considérable, des milliers de tonnes, de plomb d'œuvre pauvre en argent ; il a proposé une méthode entièrement différente, répandue maintenant en Angleterre et sur le continent sous le nom de *crystallisation* ou de *pattinsonage*. Dans cette méthode on commence par séparer la plus grande partie du plomb presque pur, en concen-

trant à peu près tout l'argent dans un plomb d'œuvre très-riche, qui seul est soumis à la coupellation ; en opérant ainsi, on diminue beaucoup les pertes en plomb, puisqu'on n'a plus à révivifier que les litharges produites par la coupellation d'une fraction, ordinairement très-faible, du plomb proposé ; on évite les embarras commerciaux que ferait naître la vente d'une très-grande quantité de litharges.

Le pattinsonage est toujours avantageux dans les grandes usines qui reçoivent du plomb très-pauvre ; on peut même dire que sans cette méthode il serait rarement possible de traiter avec économie de grandes quantités de plomb contenant seulement de 25 à 50 grammes d'argent aux 100 kilogrammes ; mais dans certaines usines ce procédé peut encore être appliqué à des plombs riches en argent. Dans tous les cas ce sont principalement les relations commerciales, établies par les directeurs des usines pour la vente des litharges, qui déterminent l'avantage de la coupellation directe ou du pattinsonage préalable.

Il est donc très-important de préciser d'une manière générale les résultats donnés par les deux méthodes, afin de montrer dans quelles conditions spéciales elles peuvent être appliquées avec le plus d'avantage. Dans le présent paragraphe je m'occuperai seulement de la coupellation directe des plombs un peu riches en argent, c'est-à-dire tenant plus de 60 grammes d'argent par 100 kilogrammes.

La forme des fours employés pour la coupellation, la nature des matériaux qui servent à faire les soles, la conduite de l'opération elle-même, présentent les plus grandes variétés ; on peut cependant rattacher toutes les méthodes utiles à deux types principaux, qu'on doit distinguer par les noms de *méthode allemande* et *méthode anglaise*. Dans la première, la coupelle est en *marne* ;

elle est fixe et de dimensions très-grandes; tout le plomb est chargé à la fois et la coupellation est conduite très-lentement. Dans la seconde, la coupelle *mobile*, portée sur un chariot en fer, est faite en os calcinés, ses dimensions sont relativement très-petites; l'oxydation est conduite rapidement, et on ajoute progressivement du plomb, fondu dans une chaudière séparée, à mesure que la litharge produite laisse de la place dans la coupelle;

*Disposition du four.* — L'opération est faite dans un réverbère dont la sole circulaire est surmontée d'une voûte mobile, nommée le *chapeau* du four. Le foyer est disposé pour brûler des fagots ou de la houille un peu maigre, suivant les localités; les fagots conviennent bien mieux que le combustible minéral, parce qu'ils donnent une flamme plus claire, plus oxydante, et que les ouvriers peuvent suivre bien plus aisément les phases de l'opération; quand on se sert de houille, il faut avoir soin de ne donner au foyer qu'une faible profondeur, et de forcer les ouvriers à maintenir la grille parfaitement claire, afin que l'air extérieur puisse s'introduire aisément et en grand excès dans l'intérieur du four.

Coupellation  
allemande.

Le foyer est séparé de la sole ou *coupelle* par un pont peu élevé, assez épais pour résister à la pression très-forte qu'exerce la charge du plomb d'œuvre.

L'ouverture qui sert de passage aux flammes est large et disposée de telle manière que les flammes soient portées vers la voûte du four.

La sole est faite en marne, ou bien avec un mélange très-intime d'argile et de calcaire; le mélange, naturel ou artificiel, régulièrement humecté avec un peu d'eau, est fortement tassé avec des pilons en bois; pour le *battage de la sole* il est nécessaire que le four soit entièrement froid et que la voûte ou le chapeau soit élevé à une hauteur suffisante pour que les ouvriers travaillent

à leur aise. Le chapeau est ordinairement maintenu par un cadre conique en fer forgé, et soulevé, au moyen d'anneaux et de chaînes, par un treuil ou par une grue. La surface de la sole est une calotte sphérique, dont la profondeur dépend du poids du plomb mis en opération. Pour une charge de 10 tonnes de plomb, la sole a 3 mètres de diamètre et environ 0<sup>m</sup>,35 de profondeur.

Les parois cylindriques du four présentent deux ou trois ouvertures : l'une est placée en face du foyer et forme le rampant, par lequel sortent les flammes et les vapeurs; le tirage doit être très-faible, afin de ne pas augmenter la perte par volatilisation du plomb et de l'argent; cette condition est facile à remplir quand l'usine peut se servir de fagots ou de menu bois, qui brûlent avec grande facilité; le rampant n'est alors qu'une *porte* au-dessus de laquelle on dispose une hotte, en tôle ou en briques, traversant le toit de l'usine ou communiquant par un tuyau avec des chambres de condensation. Au contraire, dans les fours à la houille, il est nécessaire de produire un tirage plus fort, pour déterminer une combustion convenablement active; le rampant est disposé comme dans les réverbères ordinaires et débouche dans une cheminée un peu élevée; on règle l'aspiration en bouchant plus ou moins complètement une large porte ménagée au bas de la cheminée.

La seconde ouverture est placée latéralement, soit auprès du pont, comme au Harz, soit au milieu du four, à égale distance du pont et du rampant, comme à Poul-laouen et à Vialas; c'est la porte de travail, par laquelle on fait sortir les produits oxydés; elle est en partie fermée par le bord de la coupelle, qu'on démolit peu à peu, à mesure que le niveau du bain s'abaisse dans le four, par suite de l'oxydation du plomb. Les litharges coulent par une rainure, qu'on approfondit et qu'on allonge pres-

que constamment ; elle est désignée sous le nom de *voie des litharges*. Cette porte de travail est très-étroite et très-élevée ; elle a toute la hauteur des parois cylindriques du four, depuis l'aire en briques, sur laquelle est battue la coupelle, jusqu'au chapeau mobile ; elle est recouverte par une hotte en tôle, et fermée plus ou moins par une plaque mobile ; la hotte communique avec les appareils de condensation quand on juge utile de recueillir les fumées.

La troisième ouverture, placée entre la porte de travail et le rampant, n'existe que dans les grands fours, et sert seulement à faciliter le chargement des saumons ; elle est bouchée pendant le travail par une porte en maçonnerie.

L'air nécessaire à l'oxydation rapide du plomb est lancé par une ou, plus ordinairement, par deux buses placées dans des embrasures, au milieu du côté du four opposé à la porte de travail ; la position et l'inclinaison des buses est variable, car le vent doit toujours plonger sur la surface des métaux en fusion, et ne pas gêner le mouvement des flammes, qui suivent les contours de la voûte et chauffent le bain métallique par réverbération.

La pression du vent est assez forte pour déterminer à la surface de la litharge en fusion des vagues régulières, qui persistent jusqu'à la porte de travail, et permettent à l'ouvrier de faire sortir plus facilement les litharges seules.

Le four est construit à l'intérieur en briques réfractaires, les parois sont maintenues par un massif extérieur très-épais, et par de fortes armatures en fer forgé. La sole repose sur des assises horizontales en briques, laissant entre elles des canaux croisés pour le dégagement de l'humidité.

**OPÉRATION.** — Le travail dans un four de coupelle est discontinu, c'est-à-dire qu'on retire l'argent d'une charge, toujours considérable, de plomb d'œuvre, et qu'ensuite on laisse refroidir le four pour enlever la coupelle et la remplacer par une nouvelle, sur laquelle on fait l'opération suivante :

On peut distinguer, dans l'élaboration d'une charge, plusieurs périodes successives : 1° le *battage de la sole* ; 2° le *chargement* et la *mise en feu* ; 3° la *purification du plomb*, ou l'*oxydation des métaux étrangers* ; 4° la *production des litharges marchandes* ; 5° l'*enlèvement du gâteau d'argent*.

Je suppose qu'il s'agit de coupler un plomb riche en argent, tenant de 250 à 300 grammes d'argent par 100 kilogrammes, renfermant de 5 à 6 pour 100 de métaux étrangers : zinc, fer, antimoine, cuivre, et de plus une petite quantité d'arsenic et de soufre ; j'admets que l'usine peut employer des fagots pour chauffer le four, et qu'on charge en une fois 10 tonnes de plomb d'œuvre ; j'indiquerai en terminant quels inconvénients résultent de la nécessité de chauffer le four avec du combustible minéral.

*Première période. — Battage de la sole.* — Le four étant complètement froid, on arrache la sole qui a servi à l'opération précédente, on sépare avec soin toutes les parties pénétrées par l'oxyde de plomb (leur poids varie ordinairement entre 1200 et 1500 kilogrammes), elles sont fondues au four à mauche avec les minerais. Tout le reste est pulvérisé et doit être employé pour la nouvelle sole. Les matières qui servent ordinairement sont les marnes, et à leur défaut de l'argile et du calcaire. Il faut obtenir un mélange intime et bien homogène de calcaire et d'argile, qui, fortement tassé dans le four, ne se gerce pas pendant les diverses phases de l'opéra-



tion, et ne soit que faiblement attaqué par la litharge ; les proportions d'argile et de calcaire peuvent varier entre des limites très-étendues ; cependant il est permis d'avancer que les soles les meilleures sont celles qui contiennent le plus de calcaire, et qui renferment l'argile en quantité strictement suffisante pour donner au calcaire et à la chaux, provenant de sa décomposition, le degré de compacité nécessaire au succès de la coupellation.

Les marnes, quand elles sont homogènes, contiennent l'argile et le calcaire en mélange très-intime, et sont préférées aux mélanges artificiels, pour lesquels il est toujours difficile d'obtenir, par des moyens mécaniques, une homogénéité comparable à celle des produits naturels.

Les marnes ou *terres de coupelle* sont d'abord pulvérisées, puis mélangées avec grand soin et à sec avec les débris de vieilles soles, bien exempts de litharge ; le mélange est régulièrement imprégné d'eau, en quantité variable avec la nature des matières premières employées. On forme un tas d'environ 5 mètres cubes et on laisse pendant douze heures en repos. Après ce temps, on remanie toutes les matières à la pelle et on en fait un nouveau tas, qu'on laisse encore reposer pendant plusieurs heures ; on recommence une fois encore le travail à la pelle : la terre peut alors être considérée comme suffisamment préparée, et bien également humide dans toutes ses parties. Le degré d'humidité le plus convenable est celui qu'on cherche à obtenir dans les laboratoires de chimie pour la brasque des creusets : le mélange fortement comprimé entre les mains doit prendre de la consistance sans mouiller la peau. Par les manipulations multipliées qu'on fait subir aux matières mélangées à sec, on a pour but de les imprégner uniformément

d'eau; ces manipulations sont nécessaires également pour rendre aussi régulier que possible le mélange de l'argile et du caelaire, ou des marnes, avec la terre de coupelle qui a déjà servi, et dont les diverses parties n'ont pas été soumises à la même température.

Le battage de la sole est fait de manières très-différentes dans les diverses usines : dans les unes on bat en une seule fois toute la terre ; dans quelques-unes on bat la coupelle par couches successives ; le premier procédé étant le plus généralement adopté, c'est le seul que je vais considérer maintenant. Sur l'aire en briques on charge la totalité de la terre préparée sur le sol de l'atelier ; deux hommes, armés de pilons en bois terminés par quatre pointes de 0<sup>m</sup>,12 à 0<sup>m</sup>,15 de longueur, tassent régulièrement la terre en avançant en spirales de la circonférence au centre et du centre à la circonférence ; la consistance de la sole est considérée comme suffisante, quand les pointes des pilons ne pénètrent plus que difficilement de 0<sup>m</sup>,01 dans la terre battue. On termine cette première partie de l'opération en donnant à la surface, avec des pilons en fonte, la forme d'une calotte sphérique, dont les bords s'élèvent jusqu'au pont, et ferment en partie les deux ouvertures, de travail et de chargement. L'épaisseur de la sole au milieu du four est d'au moins 0<sup>m</sup>,16 ; elle est d'environ 0<sup>m</sup>,10 contre les parois cylindriques, au niveau que doit atteindre le plomb fondu. Les bords sont tassés plus fortement que le fond de la coupelle, parce qu'ils sont plus exposés encore à être corrodés par les litharges.

Le succès de la coupellation dépend en grande partie des soins apportés dans le choix des matières qui servent à faire la coupelle, dans la préparation et dans le battage des terres. Il ne faut économiser ni la main-d'œuvre ni la surveillance pour obtenir une sole convenablement

résistante; le battage seul occupe 2 ouvriers pendant douze heures.

A Vialas (Lozère) on reçoit les litharges sur un avant-croiset en terre, fait à peu près avec les mêmes soins et en même temps que la coupelle; la terre est maintenue latéralement par deux murs parallèles en briques, et sur le devant par des barres de fer horizontales, posées l'une au-dessus de l'autre dans des rainures verticales fixes. Je reviendrai plus loin sur l'utilité de cette disposition, que je n'ai vue dans aucune autre usine.

*Seconde période. — Chargement.* — On étend sur la sole une couche de paille, et on range les saumons de manière que la charge occupe le moins d'espace possible; les saumons sont pesés en bloc; on a soin de prendre de chacun, et aux deux extrémités, une petite quantité de plomb; tous les morceaux sont remis à l'essayeur de l'usine; ce dernier en prend la moyenne et détermine, par une coupellation au laboratoire, la teneur en argent de la charge mise en élaboration. Cette détermination n'est pas très-exacte, parce que l'argent n'est pas régulièrement réparti dans le plomb d'œuvre; on aurait probablement une prise d'essai plus certaine en prenant un essai à la cuiller dans le plomb contenu dans le four de coupelle au moment où la fusion devient complète.

Dès que le chargement est terminé, le chapeau mobile est descendu et mis en place, les bords sont lutés avec de l'argile, les ouvertures de chargement et de travail sont fermées, les fagots sont allumés dans le foyer. La fusion commence assez vite, mais elle n'est complète qu'au bout de plusieurs heures.

*Troisième période. — Purification.* — La surface du bain métallique est de suite recouverte d'une croûte de couleur foncée, composé principalement des oxydes des métaux étrangers et des crasses terreuses adhérentes

aux saumons; ces matières augmentent rapidement d'épaisseur et ne tardent pas à entrer en fusion pâteuse, grâce à l'oxyde de plomb qui se produit dans le four. On les enlève avec un râble dont l'extrémité est en bois (un morceau de bois dans lequel l'ouvrier pique un ringard pointu); le feu est poussé jusqu'à ce que le plomb soit au rouge sombre; cette température est maintenue presque stationnaire tant que les oxydes formés à la surface sont colorés en brun, c'est-à-dire tant que les métaux autres que le plomb ne sont pas entièrement oxydés. Les oxydes impurs indiquent par leur couleur et leur fluidité la marche de la purification; le maître coupelleur fait chauffer de plus en plus, à mesure que ces oxydes sont plus près de devenir de la litharge pure; ils sont, au bout de quelques heures, assez fluides pour couler d'eux-mêmes hors du four par une rainure pratiquée à l'aide d'une longue scie dans le bord de la coupelle, au milieu de la porte de travail; la rainure a une profondeur assez faible pour ne pas laisser couler le plomb métallique.

Les premières crasses retirées du four sont nommées des *abzugs*; celles qui suivent, et sont rendues presque fluides par l'oxyde de plomb formé, sont désignées sous le nom d'*abstrichs*; enfin on appelle *litharges impures*, ou *litharges sauvages*, les oxydes qui coulent d'eux-mêmes hors du four, et dont l'apparition annonce la fin de la période de purification.

Cette troisième période est plus ou moins longue, suivant l'impureté du plomb d'œuvre, et suivant le soin qu'ont les ouvriers d'enlever les crasses pour mettre à découvert la surface du bain métallique; elle dure de six à huit heures pour le plomb d'œuvre pris pour exemple, et ne donne pas moins de 800 kilogrammes de produits oxydés impurs. On peut diminuer la lon-

gueur de la période en poussant le feu plus activement, et en lançant dans le four une petite quantité de vent par une des buses; cette accélération est cependant nuisible en ce qu'elle augmente les pertes par volatilisation, et surtout parce qu'elle produit inutilement l'oxydation d'une très-grande quantité de plomb avant que les corps étrangers ne soient oxydés entièrement, c'est-à-dire avant que les litharges ne puissent être assez pures pour être livrées au commerce. Le mode de travail le plus convenable est évidemment de ne chauffer que très-progressivement et de limiter l'action oxydante jusqu'au moment où les litharges deviennent à peu près pures. Quand ce point est atteint, le four doit être au rouge presque vif, les deux buses sont mises en place et on commence à donner le vent.

*Quatrième période. — Production des litharges marchandes.* — On maintient la température à peu près stationnaire, jusqu'à la fin de l'opération, entre le rouge cerise et le rouge vif, ou, pour donner une évaluation pratique plus certaine, au degré nécessaire pour que la litharge formée à la surface prenne une très-grande fluidité. Le vent est lancé à une pression de 0<sup>m</sup>,02 à 0<sup>m</sup>,03 de mercure, alternativement par chacune des deux buses; il doit être plongeant et cependant peu oblique; on obtient ce résultat en Allemagne en plaçant un *papillon* en tôle mince devant l'œil de chaque buse<sup>1</sup>; en France, les usines sont pourvues d'une machine soufflante à double effet et d'un réservoir d'air à pression constante, le vent

<sup>1</sup> Dans la plupart des usines allemandes le vent est lancé par deux soufflets en bois, le papillon est indispensable pour éviter l'aspiration des flammes après chaque coup de soufflet.

Il est plus commode de prendre le vent dans un réservoir à pression constante, en donnant une forme particulière à l'œil de la buse.

est continu et lancé par une seule buse munie d'un bec recourbé, l'œil a la forme d'une fente élevée de 0<sup>m</sup>,01, longue de 0<sup>m</sup>,06 à 0<sup>m</sup>,08. Dans tous les cas, les buses sont mobiles, afin que le chef coupelleur puisse leur donner à chaque instant la position la plus convenable.

L'effet à produire est le suivant : le vent doit arriver sur le bain métallique, à peu près au tiers du diamètre de la surface ; il doit être assez fort pour écarter la litharge et pour produire des vagues ou ondulations qui se propagent régulièrement jusqu'aux bords opposés de la coupelle ; le vent doit passer sous les flammes, ne pas gêner le tirage, et ne pas faire sortir les fumées plombeuses, toujours très-abondantes, par l'ouverture de travail. Il faut aux ouvriers chargés de l'opération une très-grande habitude pour régler convenablement la température, la pression et la disposition du vent : des ouvriers inexpérimentés ont toujours une tendance à chauffer trop fort, à lancer trop de vent, et à donner aux vagues de litharge une trop grande hauteur ; l'opération marche, il est vrai, plus vite, mais la volatilisation du plomb et de l'argent est très-forte, et les pertes sont énormes ; les fumées plombeuses sortent avec force par la porte de travail, gênent beaucoup les ouvriers, et nuisent beaucoup à leur santé.

La litharge se forme rapidement à la surface du bain métallique, et coule d'une manière continue hors du four, par une rainure pratiquée dans le bord de la coupelle ; elle est reçue dans des pots en fonte ou sur un avant-creuset en terre de coupelle. La sortie des litharges est une opération très-délicate et qui exige une très-longue habitude, une attention constante de la part des ouvriers : je crois utile d'insister sur ce sujet.

Le plomb argentifère en fusion présente une surface convexe sur les bords, et cette convexité persiste jusqu'à

la fin de l'opération, la circonférence qui limite la matière fondue se retrécissant de plus en plus, à mesure que le plomb s'oxyde. Il est recouvert par une couche de litharge dont les bords ont une certaine concavité, parce que la litharge *mouille* la sole : il y a donc constamment sur les bords un intervalle occupé seulement par la litharge, et dont la hauteur dépend de la forme de la coupelle et de l'épaisseur que l'ouvrier laisse à l'oxyde fondu au milieu du four. La pression du vent produit des ondulations régulières non-seulement à la surface de la litharge, mais encore à celle du métal. Ces deux systèmes de vaguesse propagent en diminuant de hauteur jusqu'aux bords des matières en fusion. Les vagues de la litharge, plus fortes que celles du plomb à l'endroit où frappe le vent, se transmettent avec plus de facilité ; elles peuvent être encore très-notables au bord de la litharge, tandis que celles du plomb peuvent être presque insensibles au bord de la masse métallique. C'est là le résultat que le chef coupelleur doit chercher à obtenir, au moins pendant la plus grande partie de l'opération. L'ouvrier profite de la hauteur occupée sur le bord par la litharge seule pour la faire couler hors du four sans laisser sortir le métal : il creuse dans la sole une rainure inclinée vers l'extérieur, et qui vient aboutir dans l'intérieur au bord de la litharge ; le fond de la rainure est maintenu à peu près au milieu de la hauteur occupée par l'oxyde, et de cette manière le métal ne peut sortir, tandis que les produits oxydés coulent librement.

Les vagues de la litharge accélèrent son écoulement ; celles du plomb, si elles ont encore une hauteur sensible aux bords du métal, ou si la rainure est trop profonde, font couler un peu de plomb en même temps que la litharge : cette dernière contient des grenailles

qui en diminuent la valeur marchande et font perdre une partie de l'argent.

La difficulté de maintenir la rainure à une profondeur toujours convenable augmente beaucoup quand les bords des matières en fusion se rapprochent du centre du four vers la fin de l'opération ; la rainure est plus longue, et l'ouvrier ne peut pas juger avec certitude la position de la litharge et de l'alliage métallique : de plus, l'action du vent sur les matières fondues est de plus en plus énergique, détermine des vagues de plus en plus fortes à mesure que la masse des matières devient moins considérable. Il est donc utile de diminuer progressivement la pression du vent à mesure que l'opération approche de son terme, afin d'éviter que les vagues métalliques ne viennent passer par la voie des litharges. Cette précaution n'est même pas suffisante quand les dimensions du bain sont devenues très-petites : le chef coupelleur le plus habile ne peut pas parvenir à faire couler les litharges sans laisser passer en même temps une petite quantité de l'alliage, alors très-riche en argent : les dernières litharges sont toujours notablement argentifères, et ne doivent pas être mêlées avec celles qui sont destinées à la vente.

Les procédés adoptés dans les diverses usines pour recueillir les litharges qui se forment pendant cette période présentent les plus grandes variétés ; fréquemment on les reçoit dans des pots en fonte, placés sous la porte de travail, et dans lesquels on laisse les litharges se solidifier lentement : ces pots ont des dimensions telles que deux hommes puissent aisément les manœuvrer, c'est-à-dire les placer vides au-dessous de la porte, les enlever et les remplacer quand ils sont pleins, et les retourner quand les matières contenues sont solidifiées. Dans un petit nombre d'usines, les litharges coulent



lentement le long de la paroi verticale du four en filets qui se solidifient les uns sur les autres en produisant des masses stalactiformes ; une partie de la litharge tombe nécessairement sur le sol de l'usine et se prend en masses irrégulières ; enfin j'ai vu dans une seule usine (Vialas) recevoir les litharges sur une aire faiblement inclinée, en terre de coupelle, maintenue entre deux murs fixes en avant de la porte de travail ; cette espèce d'avant-creuset doit être approfondi peu à peu, à mesure que l'ouvrier abaisse le bord de la coupelle et donne plus de profondeur à la voie des litharges. Ce n'est pas ici le moment de discuter les avantages de ces divers procédés ; j'indiquerai dans quelques pages les causes de la formation des litharges rouges, et les précautions qu'il convient de prendre pour augmenter leur proportion. Dans toutes les usines, les dernières litharges sont mises à part, sous le nom de litharges riches, et sont généralement traitées avec les minerais dont la réduction produit le plomb d'œuvre.

On ne peut assigner aucune règle générale pour déterminer à quel moment de la coupellation on doit considérer les litharges comme riches ; quand les ouvriers sont habiles et dirigés par un bon chef coupelleur, qui sait régler la pression du vent vers la fin de l'opération, on ne produit pas plus de 250 à 300 kilogrammes de litharges riches, tandis que leur poids dépasse 600 kilogrammes dans les usines moins bien dirigées, dans lesquelles les ouvriers ne savent pas diminuer la pression du vent en temps utile ; cependant il est bon d'observer que dans plusieurs usines, comprises dans cette dernière catégorie, on considère comme litharges marchandes celles qui ne rendent pas à l'essai plus de 10 grammes d'argent par 100 kilogrammes.

La période de la formation des litharges se termine

par l'éclair, qui apparaît plus ou moins net, alors que l'argent resté sur la sole contient encore 2 ou 3 pour 100 de plomb, quelquefois même davantage. L'éclair a été décrit dans un grand nombre de publications par des chimistes éminents, par des métallurgistes distingués, et cependant on serait souvent embarrassé, en présence d'un four en activité, pour distinguer le moment précis auquel il a lieu. Je crois donc utile de le décrire encore une fois et de préciser la signification et l'importance qu'on doit attribuer à son apparition.

Depuis le moment où le plomb commence à s'oxyder rapidement, et les litharges à couler hors du four, l'alliage de plomb et d'argent acquiert, par suite de l'oxydation du plomb à la surface, une température plus élevée que celle du four. La différence de température devient de plus en plus sensible à mesure que l'opération avance vers son terme, parce que la masse métallique devient de plus en plus faible à mesure qu'une plus grande quantité de litharge est sortie du four. Pendant la production des litharges riches, on distingue très-bien l'alliage recouvert de la litharge, à une température plus élevée que la sole, et se détachant en *clair* sur le fond plus sombre de la coupelle; en regardant avec attention, on peut même apercevoir des irisations fugitives produites par la couche très-mince et transparente d'oxyde de plomb fondu.

Quand le plomb n'est plus en proportion assez grande pour que son oxydation recouvre la surface entière du métal d'une couche de litharge, l'argent impur apparaît, plus brillant, grâce à l'excès de température qu'il possède encore; cet éclat se ternit presque immédiatement, parce que l'oxydation du plomb n'a lieu qu'avec lenteur et ne dégage plus assez de chaleur pour maintenir l'ar-

gent à une température sensiblement plus élevée que celle du four.

On dit que *l'éclair a passé* quand la surface métallique, un instant aperçue plus brillante, a repris à peu près la couleur du four. L'éclair indique donc seulement qu'il ne reste plus dans l'argent impur qu'une proportion de plomb trop faible pour que la litharge produite continue à recouvrir la surface de l'argent ; quand on continue à chauffer et à lancer le vent après l'éclair, on détermine l'oxydation lente du reste du plomb, et on voit nager à la surface du gâteau d'argent des plaquettes de litharge, qui se portent promptement sur les bords, et sont absorbées par la sole ; ces apparences continuent jusqu'à l'entière purification de l'argent, dont la surface alors bien nette et miroitante réfléchit fidèlement les irrégularités de la voûte. On arrive à ce point quand, par négligence, le chef coupelleur n'a pas aperçu l'éclair, mais on doit l'éviter autant que possible, parce que dans le four très-chaud, dans un courant gazeux très-actif, on perd par volatilisation une notable partie de l'argent. Il faut retirer l'argent du four aussitôt après l'éclair, et le purifier par une opération spéciale, par le raffinage.

D'après ce que je viens d'exposer sur la série des apparences qu'on nomme *l'éclair*, il est facile de comprendre qu'il a lieu à des moments différents, dans des fours ou plutôt sur des soles de formes différentes ; la pression du vent, le soin qu'apporte le chef coupelleur à faire sortir les dernières litharges, exercent une grande influence sur sa netteté. On ne doit pas être étonné que l'argent brut, ou l'*argent d'éclair*, comme l'appellent les métallurgistes allemands, n'ait pas le même titre dans les diverses usines, et que ce titre soit même un peu variable dans les différentes coupellations

faites sur le même plomb d'œuvre et dans la même usine.

Sur une sole à fond très-plat, l'argent plombeux occupe, vers la fin de l'opération, une très-grande étendue superficielle ; son épaisseur est faible, la convexité est peu prononcée sur les bords : il est par suite très-difficile de faire couler les dernières litharges sans entraîner beaucoup de grenailles riches en argent ; il est indispensable de diminuer beaucoup la pression du vent, et de plus de laisser dans le four une certaine quantité de litharge. Il en résulte que l'oxydation étant beaucoup ralentie et le métal étant recouvert entièrement de litharge, la température s'abaisse progressivement, avant que la surface métallique soit mise à découvert. L'éclair est à peine visible, et souvent le chef coupelleur ne peut reconnaître à quel point est arrivée l'opération, qu'en arrêtant le vent, et faisant couler avec précaution la litharge ; il redonne le vent dès que la surface métallique a été mise à découvert, et cherche à reconnaître si elle se recouvre d'une nouvelle enveloppe d'oxyde ; dans ce cas, il est certain de ne pas avoir dépassé l'éclair, et il continue l'oxydation ; dans le cas contraire, l'éclair a été dépassé, et il importe d'arrêter de suite l'opération. L'argent brut obtenu dans ces conditions est généralement à un titre très-élevé, et perd au raffinage moins de 2 pour 100 de son poids ; mais il ne faut pas oublier que cette élévation du titre n'est obtenue qu'en prolongeant la fin de la coupellation, et en augmentant par là la perte inévitable d'argent par volatilisation.

Sur une sole à fond très-plat on peut produire un éclair factice, alors que l'argent contient encore 6 et même 7 pour 100 de plomb ; pour obtenir ce résultat, on laisse dans le four, vers la fin de l'opération, les dernières litharges en quantité suffisante pour recouvrir entièrement les bords du métal, on arrête presque complètement le

vent pendant quelques minutes ; ensuite on creuse un peu le canal de sortie, on fait couler les litharges que contient le four, la surface du métal se découvre peu à peu et apparaît un peu brillante ; elle se ternit ensuite avec un peu moins de rapidité que dans l'éclair véritable, par suite de l'oxydation très-lente que produit la faible quantité de vent lancé. Ces apparences ressemblent tellement à celles de l'éclair, qu'on peut y être trompé si on n'examine pas avec une grande attention l'excès de la température du métal sur celle du four, au moment où la surface métallique est mise à découvert. Du reste, il n'y a aucun inconvénient sérieux à retirer de l'argent brut, contenant encore 6 à 7 pour 100 de plomb ; le raffinage est un peu plus long, coûte un peu plus cher ; mais il y a compensation par la moindre perte en argent faite dans la coupellation elle-même.

Quand la sole est un peu profonde, l'alliage de plomb et d'argent prend une forme plus nettement convexe sur les bords, il est plus facile de faire sortir du four les dernières litharges, l'éclair est en général plus net, et le titre de l'alliage s'éloigne peu de 970 millièmes. Les fours de grand diamètre répondent en général à des soles à fonds très-plats ; le creux de la sole peut être plus prononcé dans les fours de 2<sup>m</sup>, 50 à 2<sup>m</sup>, 50 de diamètre, et dans ces derniers la fin de la coupellation est plus facile à diriger ; ils n'offrent qu'un seul inconvénient, une consommation un peu plus forte de combustible.

*Cinquième période.* — Dès que l'éclair a passé, on fait tomber le feu, mais on donne encore le vent pendant quelques instants, afin de commencer le refroidissement du four et de l'argent ; on ouvre la porte de chargement, et on jette sur le métal une petite quantité d'eau. La solidification et le refroidissement brusques permettent de séparer plus aisément de la coupelle le disque métal-

lique, qui est nommé le *gâteau* ou la *plaque*. La plaque une fois solidifiée est détachée de la sole à l'aide de ringards, et amenée jusqu'à la porte de travail, par laquelle on la fait rouler hors du four. Elle est imprégnée de litharge, et retient fréquemment adhérente à la face inférieure une petite quantité de la sole. On fait tomber à coups de marteau la litharge et la terre adhérente ; la plaque est ensuite pesée, coupée au eiseau, et portée soit au magasin, soit à l'atelier de raffinage.

On laisse le four se refroidir lentement, quand on n'est pas pressé de commencer un nouvel affinage ; dans le cas contraire, on soulève le chapeau, on ouvre toutes les portes, afin de hâter le refroidissement.

*Durée de l'opération.* — Dans les conditions que j'ai supposées (la charge de 10 tonnes de plomb d'œuvre, le four de 5 mètres de diamètre, chauffé avec des fagots), la durée totale de la coupellation varie entre soixante-six et soixante-douze heures, depuis le chargement jusqu'à l'enlèvement de la plaque ; il est possible d'accélérer l'opération en chauffant plus fort et en lançant plus de vent pendant la période de formation des litharges marchandes, mais la rapidité trop grande de l'oxydation augmente les pertes par volatilisation, et fait couler avec les litharges une certaine quantité de plomb d'œuvre ; la durée que j'ai indiquée ci-dessus correspond aux pertes les moins fortes et aux litharges les plus pauvres. Le vent lancé dans le four n'a pas encore été mesuré très-exactement ; je pense que, pendant la période des litharges marchandes, on peut évaluer sa quantité à 9 mètres cubes environ par minute, et la pression la plus convenable à 0<sup>m</sup>,025 de mercure. Vers la fin de l'opération, quand les litharges deviennent très-riches, on ne doit pas lancer plus de 3 mètres cubes par minute, et de plus il serait utile de diminuer un peu la pression.

*Combustible minéral.* — Le combustible minéral est employé dans plusieurs usines, à défaut de fagots, ou bien faute de magasin pour conserver l'énorme quantité de menu bois nécessaire aux opérations. La houille un peu maigre, brûlant facilement avec une flamme claire, convient assez bien pour la coupellation ; les combustibles bitumineux et ceux qui exigent un vif appel d'air ne donnent pas d'aussi bons résultats. Les houilles trop grasses produisent toujours de la fumée chaque fois qu'on charge la grille ; la fumée ralentit l'oxydation du plomb, elle absorbe une partie de l'air lancé par les buses, et la combustion vive qui en résulte sur la sole produit une trop grande chaleur. Sur la grille le combustible s'agglomère, le tirage suffisant n'est obtenu qu'à l'aide d'une cheminée. Il en résulte que l'opération est plus longue, la température plus élevée, le mouvement des gaz plus rapide, et par suite, que les pertes de plomb et d'argent par volatilisation sont plus fortes que dans les fours chauffés avec des fagots. Les fumées produites par la vapeur de plomb et celles qui viennent du foyer empêchent presque complètement de voir dans l'intérieur du four ; l'ouvrier a beaucoup de peine à donner à la voie des litharges la profondeur convenable, et ne peut pas éviter qu'une quantité notable de plomb coule avec les litharges, dans lesquelles il reste disséminé sous forme de grenailles de toutes dimensions. Vers la fin de l'oxydation il est indispensable de remplacer le combustible minéral par du bois ou par des fagots ; sans cela il serait tout à fait impossible d'apercevoir l'éclair.

La houille anthraciteuse ne convient pas plus que la houille grasse pour la coupellation ; elle ne donne pas une flamme assez longue pour suivre la voûte jusqu'au rampant, et ne peut brûler avec l'activité convenable que par un fort tirage. Il est impossible de régulariser la cha-

leur dans le four, la température est toujours plus élevée auprès du pont que près du rampant ; la partie du four la plus voisine du foyer est trop chaude, ce qui augmente les pertes par volatilisation. Au moment de l'éclair, il est encore utile de chauffer avec du bois.

Dans les deux cas le changement de nature du combustible vers la fin de l'opération produit un abaissement de température qu'il n'est pas possible de régler ; souvent le four est trop refroidi, et la formation des dernières litharges est beaucoup ralentie ; il en résulte encore une perte notable d'argent par volatilisation.

Il faut donc, autant que possible, se procurer du bois ou des fagots, ou du moins ne se servir que de houille un peu maigre, brûlant aisément ; il ne faut pas chercher seulement l'économie du combustible, qui a généralement une importance très-faible devant celle des pertes par volatilisation et par l'entraînement du plomb riche dans les litharges.

**Produits.** — Les produits de la coupellation sont nombreux ; les deux principaux sont l'argent brut et les litharges marchandes ; les produits impurs ou secondaires sont : les abzugs, les abstrichs, les litharges impures, les litharges riches, les fonds de coupelle et les fumées. Je vais considérer successivement ces divers produits et indiquer en même temps de quelle manière ils doivent être traités.

**Argent brut.** — L'argent brut, retiré du four après l'éclair normal, dans une coupellation bien conduite, renferme environ 2 pour 100 de plomb ; le poids d'argent fin qu'il contient est ordinairement un peu supérieur à celui qui est indiqué par les essais des saumons de plomb d'œuvre, c'est-à-dire que les pertes d'argent faites dans l'opération industrielle sont un peu moindres que celles de la coupellation en petit au laboratoire. L'excès du



rendement pratique est de 2 et demi à 3 pour 100 du poids de l'argent indiqué par l'essai, quand le four de coupelle est chauffé avec des fagots; l'excès de rendement est toujours moins élevé quand on se sert de combustible minéral. L'essai en petit du plomb d'œuvre soumis à la coupellation permet au directeur de l'usine de contrôler très-exactement l'habileté des ouvriers chargés de l'opération.

L'argent brut coupé en morceaux est soumis au *raffinage*, dont le but est d'oxyder les dernières parties de plomb et de donner de l'argent à peu près pur. Cette purification peut être faite par deux méthodes différentes, que je décrirai en détail dans les chapitres suivants; dans l'une, on raffine l'argent par fusion dans une coupelle poreuse, en os calcinés, et sous une moufle; le plomb est oxydé par l'air qui pénètre sous la moufle; l'oxyde est absorbé par la coupelle; dans l'autre, on fond lentement l'argent brut dans des creusets en plombagine, le plomb est oxydé par l'air qui pénètre dans le creuset découvert, ou par du nitre ajouté en petite quantité; l'oxyde de plomb est scorifié par du quartz. Dans les deux méthodes, l'argent est considéré comme pur quand, à la surface, exposée à l'action de l'air, on ne voit plus se former de litharge, et quand cette surface présente l'aspect d'un miroir bien net. Le métal est alors coulé dans des lingotières, qu'on ferme pendant la solidification, pour éviter les pertes auxquelles le rochage pourrait donner lieu.

L'argent raffiné est facilement amené au titre de 997 à 999 millièmes, presque sans pertes, et avec des dépenses relativement très-faibles; les crasses retirées des creusets ou les coupelles sont passées dans la fonte des minerais.

*Litharges marchandes.* — Les litharges sont obtenues

sous des formes très-variables, suivant la manière dont elles sont recueillies ; on les divise par des moyens mécaniques très-simples en deux qualités : litharges rouges ou en paillettes, litharges jaunes ou en grains ; les premières sont livrées directement au commerce, les secondes subissent généralement une préparation, à sec ou à l'eau, dont le but principal est de donner au produit l'aspect que demande le commerce ; elle sert en même temps à retirer des litharges agglomérées une partie des grenailles de plomb qu'elles contiennent toujours.

La différence entre ces deux qualités de litharges est exclusivement due au mode de refroidissement à la sortie du four ; on peut obtenir des litharges rouges pendant toute la durée de la période de formation des litharges marchandes ; les litharges impures se présentent même fréquemment sous l'orme de paillettes.

Pour expliquer la formation des deux qualités de litharges, je considère d'abord la disposition, adoptée à Vialas, d'un avant-creuset en terre de coupelle battue entre deux murs verticaux, placé devant la porte de travail. La surface de la terre forme un plan incliné en avant de la voie des litharges. A mesure que le niveau du bain métallique s'abaisse dans le four, on enlève une partie de la terre de l'avant-creuset, de manière à maintenir la surface du plan incliné constamment au-dessous de la rainure par laquelle coulent les litharges. Avec cette disposition on peut faire varier presque à volonté la vitesse et le mode de refroidissement de l'oxyde de plomb. Quand la surface du plan présente une inclinaison régulière, la litharge coule rapidement jusqu'à l'extrémité de l'avant-creuset, elle se solidifie promptement en plaques peu épaisses : quand au contraire on creuse en forme de bassin la partie supérieure du plan incliné comprise entre les deux parois de la porte, la

litharge s'accumule dans ce bassin, y reste longtemps à l'état demi-fondu recouverte par une croûte solidifiée; elle ne se répand sur le devant du plan incliné que quand le bassin est complètement plein. Dans les deux cas les ouvriers enlèvent les litharges quand toute la surface de l'avant-creuset en est recouverte. Si on examine avec attention les litharges refroidies, on trouve que toutes les plaquettes solidifiées rapidement sur le devant de l'avant-creuset sont compactes et jaunes, tandis que les morceaux épais, retirés du bassin supérieur à l'état de fusion pâteuse, se sont exfoliés en augmentant de volume, et sont entièrement transformés en paillettes rouges, à peine adhérentes les unes aux autres. Dans les plaques épaisses de 0<sup>m</sup>,03 à 0<sup>m</sup>,05, les surfaces refroidies rapidement sont en litharge jaune, l'intérieur, refroidi plus lentement, est en paillettes rouges.

Ces faits démontrent nettement que la lenteur du refroidissement sous une croûte solide est la condition essentielle de la production des litharges rouges en paillettes; en disposant en conséquence le bassin de réception des litharges, depuis le moment où le plomb est complètement purifié des métaux étrangers, on peut obtenir une très-forte proportion de paillettes rouges; de même aussi on peut ne produire que des litharges jaunes jusqu'à la fin de l'opération en allongeant le plan incliné, en lui donnant une pente régulière, assez forte pour que toutes les litharges se solidifient rapidement et en plaques minces.

L'influence du refroidissement lent et sous une grande épaisseur sur la texture des litharges s'explique de la manière suivante: la litharge en fusion a la même propriété que l'argent de dissoudre l'oxygène; dans le refroidissement en plaques minces, on voit le gaz se dégager, absolument comme dans le rochage de l'argent;

au contraire, dans les masses d'une grande épaisseur, dans lesquelles la litharge reste longtemps en fusion, la croûte solidifiée s'oppose à la sortie du gaz pendant la solidification de l'intérieur. Le gaz fait éclater toute la masse qui se trouve divisée en paillettes, par suite des efforts expansifs qui agissent dans tous les points.

Quant à la couleur rouge des paillettes, il est possible qu'elle indique un commencement de peroxydation du protoxyde de plomb, comme on peut l'attribuer à l'état moléculaire particulier de la litharge en paillettes. Les procédés analytiques, dont on dispose dans les laboratoires, ne sont pas assez précis pour qu'on puisse évaluer une différence dans la proportion d'oxygène que contiennent les litharges jaunes et rouges.

J'ai déjà dit précédemment que, dans un certain nombre d'usines, les litharges sont reçues dans de grands pots en fonte placés devant la porte de travail, et que dans d'autres localités on laisse les filets de litharge se solidifier les uns sur les autres contre les parois du four; il est intéressant de chercher à se rendre compte de l'influence que ces deux modes de réception peuvent avoir sur la proportion des litharges rouges. Dans les pots en fonte les premières litharges sont refroidies brusquement par le contact des parois métalliques; à mesure que les pots s'échauffent en se remplissant, le refroidissement devient plus lent, la litharge peut rester longtemps à l'état pâteux et se transformer ensuite en paillettes par la solidification. La surface des pains est toujours en litharges jaunes, l'intérieur en litharges rouges; pour obtenir une plus forte quantité de ces dernières, il faut chauffer les pots avant de les employer, et leur donner des dimensions très-grandes afin d'augmenter la masse de la litharge relativement à la surface en contact avec les parois métalliques. Avec cette précaution, on peut produire au-

tant et même plus de litharges rouges qu'en suivant la méthode adoptée à l'usine de Vialas. Les pots en fonte ont l'inconvénient de déterminer la réduction d'une partie de l'oxyde de plomb ; l'effet est plus prononcé quand les vases sont préalablement chauffés : le plomb produit se présente en larges plaquettes, qui sont très-aisément séparées de la masse des litharges.

Enfin, quand la solidification a lieu par filets successifs contre la paroi du four, le refroidissement est presque toujours assez rapide, la litharge présente une texture cristalline qui diffère notablement de celle des litharges jaunes ordinaires et de celle des paillettes obtenues dans les deux autres modes de réception.

Les grenailles de plomb, de plus en plus riches en argent à mesure que la coupellation est plus avancée, entraînées par les litharges par suite d'une profondeur un peu trop grande de la rainure, ou d'une pression de vent trop forte, restent disséminées dans les litharges jaunes, à cause de la solidification rapide : elles peuvent, au contraire, se réunir et se déposer, au moins en partie, sous forme de globules plus ou moins gros, quand le refroidissement est plus lent ; les litharges rouges renferment moins de fines grenailles que les litharges jaunes.

La teneur en argent des litharges marchandes n'est jamais nulle, même quand la coupellation est conduite avec les plus grands soins par des ouvriers très-habiles ; elle est généralement plus élevée quand on traite des plombs d'œuvre plus riches en argent, et cependant, dans chaque opération, elle n'augmente rapidement que dans les dernières litharges, qui se forment peu de temps avant l'éclair. La présence de l'argent est due à deux causes : à l'oxydation partielle du métal au contact du plomb ; à la dissémination des grenailles de plomb ar-

gentifère. Les litharges exemptes de grenailles visibles rendent à l'essai de 4 à 8 grammes d'argent par 100 kilogrammes ; pour celles qui contiennent des grenailles appréciables, la teneur est variable avec l'habileté des ouvriers ; elle ne peut être déterminée avec exactitude, parce que les grenailles ne sont pas régulièrement disséminées, et qu'il est impossible de choisir une prise d'essai qui représente la masse des litharges.

La préparation des litharges pour la vente est faite de manières différentes dans les diverses usines ; je n'ai pas l'intention de présenter maintenant des détails à ce sujet : j'indiquerai seulement la marche des opérations. On écrase les litharges sous des pilons en bois et sur l'aire de l'atelier, en cherchant à séparer les paillettes des parties agglomérées : le tout est passé sur un tamis ou dans un trommel ; tout ce qui traverse les ouvertures est considéré comme litharges rouges, le reste est traité comme litharges jaunes. Ces dernières sont vendues sans autre préparation, ou bien elles sont érasées sous des meules et livrées au commerce sous forme de sable. Plus rarement on les réduit en poussière fine et on leur fait subir un véritable lavage, pour en séparer la plus grande partie des grenailles de plomb.

On retire ordinairement de 10 tonnes de plomb d'œuvre de 7,500 à 8,200 kilogrammes de litharges ; le rapport des paillettes aux litharges jaunes est d'environ 1 : 2 ; mais ce rapport est variable entre des limites très-étendues, comme je l'ai déjà exposé.

Les métaux étrangers, le soufre et l'arsenic que contient le plomb d'œuvre sont presque complètement oxydés dans les premières heures de l'opération ; le cuivre seul reste jusqu'à la fin, on trouve de l'oxyde de cuivre jusque dans les dernières litharges.

Ce fait peut paraître un peu surprenant quand on n'y

réfléchit pas avec attention : le cuivre n'a aucune affinité chimique pour le plomb, il est plus léger que ce métal, et par suite il devrait venir nager en totalité à la surface du plomb fondu et s'oxyder rapidement et complètement. Cela aurait certainement lieu si le plomb ne contenait pas d'argent ; mais dans un plomb argentifère, le cuivre est, au moins en partie, combiné avec l'argent : l'alliage dissous dans l'excès de plomb est progressivement décomposé par ce dernier métal ; le cuivre ne vient à la surface du bassin et ne s'oxyde qu'avec lenteur, à mesure qu'il est séparé par le plomb de sa combinaison avec l'argent.

L'antimoine se comporte un peu comme le cuivre, mais la grande affinité du plomb pour l'antimoine rend la séparation de ce métal bien plus rapide que celle du cuivre ; de plus, la présence d'un peu d'antimoine dans les litharges marchandes n'a pas le même inconvénient que celle du cuivre.

*Abzugs et abstrichs.* — Ces deux produits se forment successivement par l'oxydation lente qui a lieu à la surface du plomb d'œuvre en fusion, avant que le vent soit lancé dans le four : ils contiennent la presque totalité du fer, du zinc, du soufre, de l'antimoine et de l'arsenic du plomb d'œuvre, combinés avec l'oxygène ; les oxydes ou les acides sont en combinaison avec l'oxyde de plomb formé en même temps. Ils renferment également, à l'état de combinaisons complexes, les fragments de la sole, détachés pendant le chargement et pendant la fusion, quand les bords n'ont pas été suffisamment battus ou quand leur épaisseur n'est pas assez grande. L'oxyde de cuivre entre en général en très-petite quantité dans les compositions de ces deux produits. Les abzugs sont mal fondus ; fortement colorés, et ne rendent pas à l'essai plus de 35 pour 100 de plomb. Les abstrichs sont presque complètement

fondus, parce qu'ils renferment une proportion plus grande d'oxyde de plomb, et qu'ils sont formés à une température plus élevée : ils rendent généralement à l'essai de 45 à 60 pour 100 de plomb. L'argent ne s'oxyde que très-peu pendant la période de formation des abzugs et des abstrichs, et ces deux produits impurs ne seraient pas notablement argentifères si, dans leur sortie du four, à l'aide d'un ringard en bois, l'ouvrier n'entraînait pas un peu de plomb d'œuvre : leur teneur en argent est très-irrégulière, parce que les globules et les grenailles métalliques ne sont pas uniformément disséminés. Les grenailles elles-mêmes ne sont pas également riches en argent, parce que les unes sont du plomb d'œuvre entrainé avec les crasses, tandis que les autres proviennent de la réduction de l'oxyde de plomb par le contact du bois enflammé : ces dernières sont très-pauvres, les premières ont à peu près la même teneur que le plomb chargé dans le four. Je pense qu'on peut admettre que, pour un plomb d'œuvre à 250 grammes, la teneur moyenne des deux premiers produits ne dépasse pas 20 grammes d'argent par 100 kilogrammes.

Le poids des abzugs et des abstrichs obtenus dans une coupellation est très-variable : il dépend de l'impureté du plomb d'œuvre, de la manière dont l'opération est conduite, et du degré de consistance de la sole. J'ai fait précédemment l'hypothèse que le plomb d'œuvre contient environ 5 pour 100 de corps étrangers; dans ce cas, on produit au moins 1,000 kilogrammes d'abstrichs et d'abzugs, souvent même la coupellation donne encore un poids plus considérable de ces produits impurs. Cette circonstance se présente principalement quand, la sole ayant été mal battue, une certaine quantité de terre se détache de ses bords et vient nager à la surface du plomb fondu.



Les abzugs et les abstrichs sont passés dans les lits de fusion de la fonte des minerais.

*Litharges impures.*—Ces litharges se produisent immédiatement après les abstrichs, et forment pour ainsi dire la transition entre les produits évidemment très-impurs et les litharges marchandes : elles diffèrent des abstrichs en ce qu'elles contiennent beaucoup d'oxyde de plomb, et en ce que, produites à une température plus élevée, elles peuvent couler hors du four de la même manière que les litharges marchandes ; elles ont, après refroidissement, la même texture compacte ou en paillettes, suivant que leur solidification a été rapide ou lente. Elles se produisent au moment où la purification du plomb n'est pas encore achevée ; elles contiennent une petite quantité d'oxydes métalliques autres que celui de plomb, et ne sont pas assez propres pour être vendues. Leur rendement à l'essai varie entre 80 et 90 pour 100, leur teneur en argent est la même que celle des litharges jaunes, et dépend surtout des grenailles de plomb d'œuvre que les ouvriers laissent par inattention passer par la voie des litharges. La durée de leur production est variable avec le degré de pureté du plomb d'œuvre, avec la solidité de la coupelle, et le soin apporté par le chef coupelleur à la conduite de l'oxydation.

Pendant la période de formation des litharges marchandes, on obtient encore quelques litharges sales, quand on adopte la disposition de l'usine de Vialas, c'est-à-dire quand on reçoit les litharges sur un plan incliné en terre battue ; il faut de temps en temps enlever un peu de terre pour abaisser la surface du plan incliné ; il est impossible d'éviter qu'un peu de terre ne se mélange avec les litharges, et celles-ci ne peuvent pas être vendues. Cela ne se présente pas pour les deux autres modes de réception des litharges marchandes, dans des

pots en fonte ou contre la paroi du four, et sous ce rapport l'avant-creuset en terre de coupelle est un peu défectueux.

On n'obtient pas ordinairement plus de 350 à 400 kilogrammes de litharges impures dans la coupellation de 10 tonnes de plomb d'œuvre. Ces produits sont encore traités en même temps que les minerais, cependant il serait utile de les diviser en deux parties dans les usines qui emploient les fours à tuyère : dans ces fours, les matières pulvérulentes sont entraînées par le courant gazeux, en sorte qu'il est peu rationnel de les passer dans les lits de fusion. Il est donc nécessaire de séparer la partie pulvérulente des litharges impures pour la soumettre à un traitement spécial : la même observation s'applique à tous les produits impurs ou secondaires de la coupellation, qui doivent être fondus avec les minerais. On ne peut utilement traiter au four à manche que des matières agglomérées ; les matières fines sont traitées plus avantageusement avec les fumées recueillies dans les appareils de condensation, comme je l'ai déjà indiqué précédemment.

*Litharges riches.* — Le poids des dernières litharges qui doivent être mises de côté, comme trop riches en argent, n'est jamais bien fort quand le chef coupelleur est habile ; la teneur en argent dépend principalement des grenailles d'argent brut que l'ouvrier laisse sortir avec la litharge ; elle peut être encore inférieure à 10 grammes par 100 kilogrammes une heure avant l'éclair, mais la moindre inattention de l'ouvrier peut la rendre beaucoup plus forte. Une opération bien conduite ne donne pas plus de 300 kilogrammes de litharges riches ; on les obtient à volonté en paillettes ou agglomérées, l'état physique qu'on cherche à leur donner dépend de la méthode employée à l'usine pour le traitement des mine-

raîs avec lesquels ces produits riches doivent être fondus. Les fours à manche demandent des litharges agglomérées; dans les réverbères la réduction des paillettes est plus facile.

On laisse ordinairement sur la coupelle une petite quantité de litharges qui se produisent au moment de l'éclair; on les retrouve après le refroidissement sous forme de très-larges paillettes rouges; elles sont plus riches encore que celles qui ont coulé hors du four, et doivent être traitées avec les fumées; leur poids ne dépasse pas 10 kilogrammes, leur teneur en argent varie entre 25 et 30 grammes.

Les écailles de litharge et la terre de coupelle adhérentes à la plaque, détachées au marteau, sont généralement riches en argent; comme leur poids est très-faible, il est à peu près indifférent de les traiter avec les minerais ou avec les fumées.

*Fonds de coupelle.* — La sole est pénétrée par la litharge à une profondeur de 0<sup>m</sup>,08 et même de 0<sup>m</sup>,12 à partir de la surface; les parties inférieures n'éprouvent pas d'altération chimique; dans la partie intermédiaire, l'acide carbonique du calcaire est partiellement expulsé. Quand on arrache la sole, après le refroidissement complet du four, on sépare avec soin toutes les parties qui ne renferment pas d'oxyde de plomb; elles sont pulvérisées et employées, en mélange avec de la terre neuve, à la confection d'une nouvelle sole. Tout le reste est cassé au marteau et porté aux lits de fusion de la fonte des minerais ou de la fonte des résidus. Leur teneur en plomb est un peu variable, puisque dans la sole elle-même le degré d'imprégnation va en diminuant à partir de la surface; le rendement à l'essai par voie sèche, fait sur un échantillon moyen, s'écarte généralement très-peu de 55 pour 100 de plomb. La richesse en

argent est trop variable pour être déterminée exactement; elle est très-grande dans certains morceaux et presque nulle dans d'autres; l'argent est disséminé très-irrégulièrement dans la sole, sous forme de fillets déliés ou de plaquettes très-minces, qui répondent aux fissures produites par la dessiccation rapide. Dans une sole mal battue, ce ne sont plus de simples fissures, mais bien de véritables fentes qui se forment pendant la fusion du plomb; elles se remplissent d'abord de plomb argentifère, et la plupart d'entre elles communiquent librement jusqu'à la fin de l'opération avec l'alliage métallique resté sur la sole; la teneur du plomb en argent subit à peu près les mêmes variations, et, au moment de l'éclair, les fentes contiennent de l'argent brut, formant, pour ainsi dire, autant de *racines* de la plaque elle-même. Ces racines s'opposent à l'enlèvement de la plaque, et souvent on ne peut la retirer qu'après le refroidissement du four. Quand ce fait se présente, il faut rechercher avec soin dans la sole les plaquettes et les plaques métalliques, pour les joindre au gâteau d'argent brut dans le raffinage.

Dans un four de 3 mètres de diamètre, et quand la sole a été bien battue, on obtient ordinairement de 1,100 à 1,200 kilogrammes de fonds de coupelle, riches en plomb, pauvres en argent, contenant de la silice, de l'alumine et de la chaux, et formant un excellent fondant pour les lits de fusion des fours à manche.

*Fumées.* — Le plomb et l'argent se volatilisent en partie pendant toute la durée de l'opération; la perte est d'autant plus forte qu'on fait durer l'opération plus longtemps et que la température est maintenue plus élevée; quand on se sert de fagots, de menu bois, ou même de houille facile à enflammer, on peut évaluer la perte à 9 pour 100 environ du plomb soumis à l'effu-

nage; on ne peut pas déterminer la perte réelle en argent, parce que la coupellation en grand donne toujours plus d'argent que ne l'indique l'essai au laboratoire. Dans les fours chauffés avec de la houille un peu grasse, ou difficile à brûler, la perte de plomb par volatilisation est notablement plus élevée, et, dans plusieurs usines, elle est de plus de 12 pour 100. Ces chiffres font concevoir l'utilité de faire passer dans des appareils de condensation tous les gaz qui sortent du four. Dans ces appareils il ne se condense qu'une très-faible partie des métaux volatilisés, mais il en résulte toujours une diminution sensible de la perte. Les fumées retirées des chambres sont pulvérulentes; elles contiennent le plomb presque entièrement à l'état de carbonate, et peuvent être considérées comme du carbonate à peu près pur; elles sont assez riches en argent, leur teneur dépend principalement de celle du plomb d'œuvre coupellé; pour des plombs à 300 grammes, les fumées rendent à l'essai du plomb à la teneur de 55 à 60 grammes. Pour des plombs pauvres, contenant moins de 100 grammes d'argent, la teneur du plomb donné par l'essai des fumées varie entre 15 et 20 grammes.

J'ai fait tout à l'heure l'observation qu'on ne recueille dans les chambres qu'une faible partie des deux métaux volatilisés; les nombres que je viens de citer, pour la teneur en argent des fumées, conduisent à penser que, pour des plombs pauvres, la valeur des fumées est trop faible pour qu'on se donne la peine d'établir des appareils spéciaux de condensation, tandis que ces appareils ont une utilité réelle, sont indispensables, quand on coupeille des plombs riches tenant plus de 200 grammes d'argent.

Les fumées ne peuvent pas être avantageusement traitées dans les fours à manche, dans lesquels la pression du vent les entraînerait presque de suite; elles doivent

être réduites dans un four à réverbère, comme je l'ai précédemment indiqué.

**COUPELLATION DES PLOMBES PAUVRES.** — J'ai considéré jusqu'ici la coupellation des plombs tenant plus de 200 grammes d'argent ; il me reste à dire quelques mots de l'affinage des plombs d'œuvre très-pauvres, et à signaler une modification apportée en Allemagne à la méthode générale. Je prendrai pour exemple l'usine dite *Friedrichshütte*, près de Tarnowitz, dans laquelle on traite des plombs rendant moins de 60 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

L'opération est divisée en deux parties ; dans la première on amène le plomb à la teneur de 8 pour 100 ; la seconde est la coupellation ordinaire de ce plomb enrichi.

Les deux opérations sont faites successivement dans le même four ou dans des fours identiques, dont la disposition ne diffère pas notablement de celle indiquée précédemment.

Le combustible employé est de la houille sèche brûlant avec facilité.

*Première partie.* — Sur la sole en marne bien battue on charge 8,000 kilogrammes de plomb pauvre, on conduit l'opération avec les précautions ordinaires, en arrêtant l'oxydation au moment où, d'après le volume apparent du bain métallique, il doit contenir environ 8 pour 100 d'argent. On moule cet alliage en lingots. Après le refroidissement du four, on arrache la sole, et on procède à une nouvelle opération.

Les produits sont ceux de la coupellation ordinaire, avec cette seule différence qu'au lieu d'argent brut on obtient un plomb enrichi.

*Seconde partie.* — Les lingots riches en argent sont chargés sur la sole en marne battue comme à l'ordi-

naire; la charge est encore de 8,000 kilogrammes, quand la production des mines permet d'opérer sur un poids aussi fort de l'alliage riche. On chauffe lentement jusqu'à fusion et on donne le vent; le plomb étant très-pur, les litharges marchandes se produisent immédiatement, il ne se forme pas de produits impurs. La coupellation est poussée jusqu'à l'éclair, l'argent brut obtenu est au titre de 980 millièmes.

Les produits sont ceux d'une coupellation ordinaire, moins les abzugs, les abstrichs et les litharges impures.

*Considérations générales.* — J'ai besoin d'expliquer pour quelles raisons cette méthode est avantageuse et préférable à la coupellation unique, dans laquelle l'oxydation est continuée jusqu'à l'éclair sur la même sole.

En suivant la méthode générale on obtiendrait, de 800 kilogrammes de plomb pauvre, tenant environ 60 grammes, un gâteau d'argent brut pesant 4<sup>8</sup>,800, ou tout au plus 5 kilogrammes, n'occupant, au centre du four, qu'une surface extrêmement faible; il serait impossible aux ouvriers de régler la profondeur de la voie des litharges de manière à éviter la perte d'un poids notable d'argent, les dernières litharges seraient au moins aussi riches que celles obtenues dans la coupellation des plombs à 250 ou 300 grammes. On peut admettre que la teneur moyenne des derniers mille kilogrammes de litharges serait d'au moins 10 grammes d'argent par 100 kilogrammes; on perdrait donc, par le fait seul de l'entraînement des grenailles de plomb argentifère, pendant les dernières heures de l'oxydation au moins un kilogramme d'argent, c'est-à-dire plus de 20 pour 100 du métal fin contenu dans le plomb d'œuvre proposé. En arrêtant l'oxydation au moment où l'alliage métallique contient seulement 8 pour 100 d'argent, la surface occupée au centre de la sole est encore assez

grande pour que l'ouvrier puisse ne faire sortir que les litharges presque seules; les grenailles ne sont certainement pas en quantité négligeable, mais la teneur en argent des litharges produites est faible, la perte en argent reste comprise dans les limites acceptables. De même dans la seconde partie de la coupellation, le plomb traité étant à la teneur de 8 pour 100, le volume du gâteau d'argent est considérable; les ouvriers peuvent facilement éviter que le métal sorte par la voie des litharges; celles-ci sont pauvres presque jusqu'à l'éclair, et on évite ainsi l'énorme perte en argent, dont je viens de signaler l'importance approchée, et qui serait inévitable si, en partant du plomb d'œuvre très-pauvre, on continuait la coupellation sur la même sole jusqu'à l'éclair.

Cette première raison est certainement bien suffisante pour démontrer la nécessité de coupeller les plombs pauvres en deux opérations successives, mais ce n'est pas la seule qui puisse être invoquée à l'appui de la méthode suivie à la Friedrichshütte.

Dans toute coupellation, la perte d'argent par volatilisation va en augmentant depuis le commencement jusqu'à la fin de l'opération, elle atteint sa plus grande valeur au moment de l'éclair; toutes choses égales d'ailleurs, elle est d'autant plus forte que la surface de l'argent, devenu à peu près pur, est plus grande relativement à sa masse, c'est-à-dire que sur une sole d'une forme déterminée il y aura d'autant plus d'argent volatilisé, au moment de l'éclair, que le gâteau pèsera moins, ou que le plomb mis en opération sera plus pauvre. A cette observation il faut ajouter que l'éclair est difficile à saisir, quand le gâteau d'argent est très-petit, sur une sole entièrement imprégnée d'oxyde de plomb, alors surtout qu'on doit laisser dans le four une assez grande quantité des dernières litharges, afin d'évi-



ter de faire sortir trop d'argent avec elles. Le chef coupelleur est exposé à poursuivre l'oxydation plus longtemps que cela ne serait nécessaire, ce qui augmente encore les pertes par volatilisation. Ces inconvénients ne se retrouvent pas dans la seconde partie de la coupellation, faite sur du plomb à 8 pour 100 : l'éclair est parfaitement net, et l'épaisseur du gâteau d'argent est assez forte pour que la volatilisation ne soit pas trop considérable.

A la Friedrichshütte on obtient toujours un peu plus d'argent que n'en constatent les essais faits sur le plomb d'œuvre au laboratoire, ce qui me semble une preuve certaine que les pertes d'argent, par volatilisation et par entraînement des grenailles dans les litharges, sont en réalité très-faibles.

Ces réflexions, relatives à la coupellation des plombs pauvres en deux opérations successives, conduisent naturellement à chercher si la même méthode serait avantageuse pour des plombs riches. Je ne possède pas les renseignements numériques nécessaires pour résoudre avec certitude cette importante question, et je ne crois pas que, dans aucune usine traitant des plombs d'œuvre à 500 grammes ou au-dessus, on ait essayé la division dont je viens de parler pour les plombs pauvres; je suis donc forcé de raisonner sur des hypothèses que je chercherai à rapprocher autant que possible des données de la pratique.

Je suppose que, dans un four capable de contenir 10 tonnes de plomb d'œuvre, on traite successivement, par les deux méthodes considérées précédemment, des plombs à 500 grammes, et je vais chercher à calculer et à comparer les pertes en argent dans les deux cas; je ne parlerai pas des frais de traitement, parce que la différence présentée sous ce rapport par les deux méthodes

est certainement très-faible, soit qu'on la rapporte à la teneur du plomb d'œuvre, soit qu'on la compare à la valeur des métaux perdus.

*Première méthode. — Coupellation unique.* — Pour un plomb d'œuvre aussi riche que celui que je considère maintenant, le gâteau d'argent brut pèse au moins 54 kilogrammes; l'éclair est très-net, la perte par volatilisation est assez faible; je dois m'attacher spécialement à la perte due à l'entraînement des grenailles par les litharges. Quand le chef coupelleur est habile, la teneur moyenne des litharges marchandes ne dépasse pas 5 grammes; il ne produit pas plus de 500 kilogrammes de litharges riches, à la teneur moyenne de 10 grammes. Dans des conditions moins favorables, c'est-à-dire si le chef coupelleur n'a pas une grande habileté, et plusieurs usines sont dans ce cas, on obtient au moins 1,000 kilogrammes de litharges riches à la teneur de 10 grammes.

Les litharges riches sont vendues ou repassées dans le traitement des minerais. Dans la première hypothèse on perd de 0<sup>e</sup>,50 à 1 kilogramme d'argent; dans la seconde on augmente les frais de traitement des minerais, on diminue la teneur en argent du plomb d'œuvre que ces minerais pourraient produire, et enfin on perd une portion notable, au moins 10 pour 100, du plomb et de l'argent que renferment les litharges.

*Seconde méthode. — Coupellation divisée en deux opérations.* — La première partie de l'opération donne des produits impurs et des litharges marchandes, dont la teneur en argent est la même que dans la première méthode, et qui par conséquent ne doivent pas être comptés dans la comparaison que je cherche à faire. On retire du four un alliage à 8 pour 100 d'argent, c'est-à-dire environ 625 kilogrammes de plomb enrichi.

La coupellation du plomb enrichi est faite également sur 10,000 kilogrammes; on doit donc attendre d'avoir fait 16 coupellations partielles de plomb d'œuvre avant d'en faire une seule sur le plomb enrichi à 8 pour 100. On obtient alors un gâteau pesant environ 800 kilogrammes, et des litharges marchandes ne renfermant presque pas de grenailles, mais dont cependant la teneur en argent n'est pas inférieure à 5 grammes; les litharges riches sont en poids plus faible que dans la première méthode, en raison de la grosseur de la plaque d'argent qui permet à l'ouvrier de faire sortir presque jusqu'à l'éclair les litharges exemptes de grenailles métalliques. Les 625 kilogrammes de plomb enrichi ne donnent donc qu'un poids négligeable de litharges riches.

Par conséquent, en divisant la coupellation en deux parties, on a l'avantage de diminuer beaucoup la quantité des litharges riches, et l'avantage est d'autant plus grand que les ouvriers sont moins habiles; il est compensé par plusieurs inconvénients : d'abord par la difficulté de manœuvrer de très-lourds gâteaux d'argent brut, qu'on doit laisser refroidir dans le four, ensuite et principalement par la nécessité d'attendre pendant plusieurs mois pour obtenir le produit principal, l'argent métallique.

Dans plusieurs usines du continent on ne fait pas plus de 15 à 20 coupellations de 10 tonnes dans l'année, il faudrait donc laisser dormir pendant près d'un an la valeur du produit principal, et pour cette raison on préfère toujours la coupellation unique.

Au point de vue de l'opération elle-même, il y a toujours avantage, quelle que soit la teneur du plomb d'œuvre, à le coupler en deux opérations successives; il en résulte une diminution notable dans la perte en argent, soit par volatilisation, soit par entraînement avec les litharges riches. La première ne peut pas être appréciée

par des chiffres; elle a certainement d'autant plus d'importance que le plomb d'œuvre est plus pauvre; la seconde dépend à la fois de la teneur du plomb d'œuvre et de l'habileté des ouvriers, on peut l'évaluer approximativement à 0<sup>k</sup>,50, ou tout au plus à 1 kilogramme d'argent pour 10 tonnes de plomb d'œuvre, dans le cas où les litharges riches à 10 grammes sont vendues comme litharges marchandes. L'importance de cette diminution de la perte est plus grande à mesure que les plombs traités sont plus pauvres. D'un autre côté, la division de la coupellation en deux parties a l'inconvénient de retarder plus ou moins la réalisation de la valeur de l'argent, et ce désavantage devient plus grand à mesure que les plombs traités sont plus riches.

Un directeur habile ne peut donc pas être embarrassé dans les deux cas extrêmes : les plombs très-pauvres doivent être coupellés en deux opérations; les plombs très-riches en une seule; mais pour les teneurs moyennes il ne peut décider *à priori* laquelle des deux méthodes est préférable; la question est complexe et ne peut être résolue que par la comparaison des résultats économiques, la diminution de la perte en argent, le retard apporté à la réalisation du produit principal.

Dans la comparaison des deux méthodes, on peut négliger la perte en plomb, qui est à peu près la même dans les deux cas.

## § 5.

### **Coupellation anglaise, Pattinsonage.**

La coupellation anglaise diffère beaucoup de la précédente; elle ne s'applique qu'à des plombs d'œuvre parfaitement purs, plus ou moins riches en argent, et ne

doit pas produire de litharges marchandes <sup>1</sup>. Depuis la découverte du procédé d'enrichissement du plomb par la cristallisation, on ne soumet à la coupellation que des plombs très-riches en argent ; les litharges produites sont révivifiées et donnent du plomb qui peut être traité par cristallisation. Dans toutes les usines qui emploient cette méthode, la coupellation proprement dite n'est qu'une des opérations qui constituent l'ensemble du traitement pour plomb et pour argent de plomb d'œuvre plus ou moins pur, plus ou moins pauvre en argent. Je ne puis donc pas décrire isolément la coupellation anglaise, je ne peux faire comprendre son but et ses avantages qu'en considérant tout le traitement.

Je suppose qu'il s'agit de traiter du plomb d'œuvre impur, tenant de 25 à 50 grammes d'argent par 100 kilogrammes : cette hypothèse se rapproche beaucoup des conditions dans lesquelles sont placées plusieurs usines existantes, et me permettra d'exposer toutes les opérations nécessaires à l'extraction de l'argent par la méthode imaginée en Angleterre, répandue maintenant sur le continent.

Le traitement complet comprend les opérations suivantes :

1° *Purification du plomb* par une oxydation à basse température, donnant comme produits : du plomb pur, des crasses et des fumées riches en plomb ;

2° *Enrichissement du plomb pur par cristallisation ou patinsonage* ; les produits sont : du plomb très-pur et très-riche en argent ; du plomb très-pauvre et pur, qui

<sup>1</sup> En Angleterre, on obtient généralement les litharges marchandes par l'oxydation de plomb très-pur et très-pauvre. L'opération est conduite à peu près de la même manière que la coupellation du plomb d'œuvre, mais l'argent n'est plus qu'un produit tout à fait secondaire. Dans l'état actuel du commerce des métaux il y a un grand avantage, pour les usines qui traitent d'énormes quantités de plomb d'œuvre, à ne produire que du plomb et de l'argent.

est livré au commerce ; des crasses diverses, écumages, balayures d'ateliers, etc. ;

3° *Traitement des crasses* dans un four à réverbère, donnant comme produits : du plomb pur assez argentifère pour être traité par cristallisation ; des scories et des crasses pauvres, qui ne peuvent être utilisées que dans la fonte des minerais ;

4° *Coupeellation* du plomb enrichi ; on obtient : de l'argent brut qui est purifié par un raffinage ; des litharges toujours riches en argent, et des fonds de coupelle ;

5° *Révivification* des litharges, produisant : du plomb d'œuvre qui peut être porté directement à la cristallisation ; des scories qui doivent être traitées avec les minerais, ou avec les divers résidus pauvres en plomb et en argent.

Les produits définitifs sont donc : l'argent et le plomb pauvre très-pur, dont la vente est de tout temps facile et assurée ; on n'obtient pas de litharges pour lesquelles les exigences commerciales sont très-variables.

**PREMIÈRE OPÉRATION. — PURIFICATION DU PLOMB D'ŒUVRE.**

— Le plomb donné par le traitement des minerais contient souvent un peu de zinc, du fer, du cuivre, de l'arsenic, de l'antimoine et du soufre, en proportion variable, généralement inférieure à 5 pour 100.

Le but de la *purification* est d'oxyder la presque totalité de ces corps étrangers, en perdant le moins possible de plomb par volatilisation et par oxydation. Elle est faite dans un four à réverbère de très-grandes dimensions, dans lequel les flammes sont constamment oxydantes, et la température ne dépasse pas le rouge sombre ; le plomb d'œuvre y est maintenu en fusion tranquille, les corps étrangers viennent en grande partie nager à la surface du métal en fusion, et s'oxydent lentement. On enlève de temps en temps les crasses, et on reconnaît à

leur aspect que la purification est suffisamment avancée ; à ce moment, on fait couler le métal dans un bassin extérieur, on le moule en saumons qui sont portés à l'atelier de cristallisation. Les crasses sont réduites dans un four à manche peu élevé et donnent du plomb très-impur, très-pauvre en argent, et qu'on vend à des prix ordinairement peu élevés.

*Disposition du four.* — Le four à réverbère, généralement adopté, présente une disposition spéciale. La sole a la forme d'un rectangle dont les angles sont arrondis ; la voûte est assez élevée pour que le mouvement des flammes ait lieu à une certaine hauteur au-dessus du métal en fusion. Le four n'a qu'une seule porte, servant au chargement et au travail, placée au milieu de l'un des petits côtés du rectangle, qui forme le *devant* du four. Deux foyers sont disposés le long de la sole et près de la porte de travail ; les flammes sortent par un rampant à l'extrémité de la voûte, et sont conduites dans des chambres de condensation et ensuite dans une cheminée peu élevée.

Cette disposition permet de chauffer régulièrement la charge, et met les ouvriers à l'abri des vapeurs plombeuses : on peut brûler de la houille ou des lignites ; la porte de travail presque entièrement ouverte, ou fermée seulement en partie, laisse arriver sur la sole l'excès d'air nécessaire à l'oxydation lente. Le point le plus profond de la sole est auprès de la porte, le trou de coulée est placé sous la tablette de travail.

*Opération.* — Les lingots de plomb d'œuvre sont chargés sur la sole à l'aide d'une pelle ; ils entrent presque immédiatement en fusion, le four étant encore chaud de l'opération précédente ; on a bien évidemment intérêt à employer des fours très-grands et à faire des charges très-fortes, par exemple de 9 à 10 tonnes : le charge-

ment et la fusion exigent plusieurs heures, et pendant ce temps, le feu est poussé dans les deux foyers, de manière à maintenir la température à peu près stationnaire au rouge sombre, c'est-à-dire au même point que pendant toute l'opération.

Dès que la fusion est terminée, on ferme la porte de chargement en ne laissant qu'une ouverture peu élevée au ras de la tablette de travail, afin de n'admettre sur la sole qu'une quantité limitée d'air extérieur. L'ouvrier n'a plus alors qu'à entretenir le feu et à retirer avec un râble les oxydes qui se forment à la surface du plomb.

L'aspect de ces crasses indique la marche de la purification ; quand elles paraissent être de l'oxyde de plomb à peu près pur, on fait couler tout le plomb dans le bassin extérieur, on écume la surface et on moule dans des lingotières.

La durée de l'opération, et la quantité de plomb oxydé en même temps que les corps étrangers, sont extrêmement variables avec l'impureté du plomb d'œuvre, et surtout avec la nature des corps étrangers ; le zinc et le soufre sont oxydés avec rapidité ; l'antimoine et l'arsenic se séparent beaucoup plus lentement et causent une perte bien plus grande en plomb. Le cuivre ne passe jamais qu'en partie dans les oxydes ; on ne doit pas chercher à en purifier complètement le plomb.

Pour certains plombs impurs, il ne faut pas moins de trente heures pour arriver au degré de pureté que nécessite la cristallisation, et on n'obtient pas plus de 70 à 75 pour 100 de plomb purifié.

*Produits.* — Les produits sont : le plomb purifié, les crasses et les fumées.

Le plomb pur ne contient plus qu'un peu de cuivre, sa teneur en argent est augmentée dans le rapport inverse de la diminution de poids subie par le métal impur



mis en opération : l'argent ne s'oxyde pas d'une manière appréciable, et la volatilisation des deux métaux est très-faible. Les crasses sont de plus en plus riches en oxyde de plomb depuis le commencement jusqu'à la fin de la purification ; leur richesse moyenne en plomb est difficile à déterminer avec exactitude, mais n'est probablement pas inférieure à 60 pour 100 : elles sont très-pauvres en argent ; le métal fin qu'elles contiennent est presque entièrement à l'état de grenailles, enlevées par le rable en même temps que les crasses. Elles sont réduites au four à manche, avec addition d'une petite quantité de scories, et produisent du plomb très-impur, dans lequel sont concentrés en grande partie les corps étrangers, notamment l'antimoine et l'arsenic, que renfermait le plomb d'œuvre : la perte en métal dans cette réduction s'élève au moins à 10 pour 100 du plomb contenu dans les crasses ; mais, en outre, le plomb produit est généralement très-impur, et n'a qu'une valeur commerciale très-faible. L'argent des crasses est nécessairement perdu.

Les fumées sont obtenues en très-petite quantité ; on n'a besoin de nettoyer les chambres qu'à de très-longes intervalles. Elles sont composées d'oxyde, de carbonate, de sulfate, d'arséniate et d'antimoniato de plomb, et ne sont pas notablement argentifères. En raison de l'arsenic et de l'antimoine qu'elles renferment, elles doivent être passées au four à manche avec les crasses.

Je n'ai aucune observation chimique à présenter au sujet de cette opération, qui correspond à la période de formation des *abzugs*, des *abstrichs* et des *litharges* impures dans la coupellation allemande.

SECONDE OPÉRATION. — CRISTALLISATION OU PATTINSONAGE. — Cette opération doit son nom à l'inventeur, M. Pattinson ;

elle a pour but spécial de retirer du plomb purifié, plus ou moins riche en argent, le plus possible de plomb pauvre destiné à la vente, en concentrant l'argent dans un poids très-faible de plomb riche, qui seul est soumis à la coupellation. On évite par là l'énorme perte en plomb à laquelle donnent lieu la coupellation directe de la totalité du plomb purifié, suivie de la révivification des litharges produites.

L'opération est basée sur le principe suivant :

Quand on laisse refroidir lentement une grande masse de plomb argentifère, porté à une température un peu plus élevée que celle nécessaire à la fusion, le plomb pur cristallise le premier, l'alliage de l'argent avec le plomb reste plus longtemps fondu et en dissolution dans la partie du plomb qui n'est pas encore solidifiée. Si on enlève les cristaux à mesure qu'ils se produisent, le bain métallique devient de plus en plus riche en argent. Théoriquement, les cristaux ne devraient être argentifères que lorsqu'on serait arrivé à ne laisser dans la chaudière que le plomb chimiquement combiné avec l'argent : dans la pratique il ne peut pas en être ainsi; les cristaux se forment dans un liquide argentifère; ils retiennent entre leurs lamelles, et par interposition, une certaine quantité de ce liquide, et pour cette raison deviennent de plus en plus riches : leur teneur augmente progressivement, jusqu'au moment où il ne reste plus dans la chaudière que la combinaison définie des deux métaux.

Il n'est donc pas possible de diviser, en utilisant le principe précédent, un plomb d'œuvre proposé en deux parties, l'une de plomb très-pauvre, l'autre de plomb très-riche, en n'opérant qu'une seule fusion et un seul refroidissement. On ne peut arriver à ce résultat qu'à la suite d'un grand nombre de fusions et de refroidis-

sements, et en fractionnant, dans chaque opération, et suivant une loi déterminée, les cristaux de plus en plus argentifères qui se forment dans la masse en fusion.

Dans les diverses usines qui emploient maintenant cette méthode, on peut signaler de nombreuses différences dans le mode d'application, dans le nombre et les dimensions des chaudières employées, dans la loi adoptée pour le fractionnement des cristaux, dans la teneur en argent des deux produits extrêmes, le plomb pauvre destiné à la vente, le plomb riche qui doit être coupellé, etc... Ces différences résultent principalement de la quantité de plomb d'œuvre qui doit être annuellement traitée dans ces usines. L'installation la plus parfaite, le travail le plus régulier, ne se trouvent que dans les grandes usines, ou du moins dans celles qui ont été construites en vue de traiter dans l'année plusieurs milliers de tonnes de plomb d'œuvre. Dans les usines dont la production est faible, on a cherché à simplifier l'installation des ateliers, et le travail en souffre nécessairement un peu.

Je n'ai pas besoin d'insister sur ces différences, qui sont toujours faciles à comprendre, et ne changent rien à la partie fondamentale du procédé lui-même : je supposerai, pour l'explication générale, qu'il s'agit d'une usine importante, dont les appareils sont établis en vue d'une forte production.

*Disposition des appareils.* — Les chaudières dont on se sert pour les fusions successives sont en fonte, de forme à peu près hémisphérique, et rangées, au nombre de onze ou de neuf, sur une seule ligne dans un massif de maçonnerie. Chacune d'elles est chauffée par un foyer spécial, les gaz sont conduits dans une cheminée commune, plus ou moins élevée, suivant l'activité de tirage que nécessite le combustible employé.

A côté de chaque grande chaudière s'en trouve une

plus petite, contenant du plomb et chauffée par les flammes du même foyer, ou par un foyer spécial; elle sert à nettoyer rapidement la cuiller hémisphérique, percée de trous comme une écumoir, avec laquelle on enlève les cristaux. Les cuillers, de grandes dimensions, sont manœuvrées à l'aide de treuils fixes, placés en avant du massif, et de chaînes à crochets, suspendues à des chariots porteurs; les chariots sont mobiles sur deux lignes de rails fixés à la hauteur des fermes de l'atelier, au-dessus de la ligne des grandes chaudières.

*Opération.* — Pour décrire plus clairement l'opération, je fais les hypothèses suivantes: le plomb proposé est à la teneur moyenne de 50 grammes; les chaudières peuvent tenir aisément 7,000 kilogrammes de plomb fondu. Je désigne les deux chaudières au milieu de la rangée par les lettres A, B, et celles qui suivent de chaque côté par les lettres A', A'', A''', A'''' et B', B'', B''', B''''.

Dans les chaudières A, B, on travaille des plombs à 50 grammes; dans celles A', A''..., des plombs de plus en plus riches, et de l'autre côté, dans B', B''..., des plombs de plus en plus pauvres; chaque chaudière reste affectée à du plomb d'une teneur déterminée.

Dans B, on charge 7,000 kilogrammes de plomb à 50 grammes, on chauffe rapidement jusqu'à fusion complète, et généralement on dépasse un peu la température strictement nécessaire; on étouffe le feu et on accélère le refroidissement en jetant un peu d'eau à la surface du métal; ce mode de refroidissement fait gagner du temps, mais il demande beaucoup d'attention de la part de tous les ouvriers de l'atelier; l'eau produit souvent de petites explosions, qui projettent du plomb fondu à une grande distance de la chaudière. On évite le danger pour les hommes et la dispersion d'une certaine partie du métal, en consacrant un peu plus de temps à la

fusion et au refroidissement, et on ne se servant pas d'eau.

La solidification commence à la surface et contre les parois de la chaudière, un des ouvriers détache ces premières croûtes avec un ringard et brasse fortement le bain, afin de régulariser l'abaissement de la température, et afin de déterminer la formation des cristaux isolés, en même temps dans toute la masse en fusion ; le brassage est continué presque sans interruption jusqu'à la fin de l'opération : ces précautions sont nécessaires pour que les cristaux formés contiennent le moins possible d'argent.

La cuiller en fer, préalablement chauffée, est plongée dans la chaudière quelque temps d'avance et prend rigoureusement la température du bain métallique.

Quand les cristaux sont produits en quantité suffisante, on les ramasse avec la cuiller, et celle-ci est amenée, à l'aide du treuil, au-dessus de la surface du métal ; on laisse égoutter quelques instants, et on transporte cette première charge à côté de B', sur la plaque de fonte qui recouvre tout le massif en maçonnerie. La cuiller est refroidie, les trous sont en partie bouchés par du plomb solidifié ; on la réchauffe et on la nettoie rapidement en la plongeant dans la petite chaudière, qui est placée entre A et B, et qui contient du plomb maintenu constamment en fusion. On procède ensuite à l'enlèvement d'une nouvelle quantité de cristaux, qui sont transportés près de B', et le travail est continué jusqu'à ce qu'on ait retiré de la chaudière B environ 4,000 kilogrammes de plomb : l'expérience indique que la teneur moyenne de cette première partie est de 15 grammes, c'est-à-dire la moitié de celle du plomb proposé. Le travail continue dans B, et on retire environ 1,000 kilogrammes de cristaux, dont la teneur moyenne est à peu près celle du plomb primitif ; ils sont déposés dans A,

ou sur la plaque de fonte à côté de cette chaudière.

A ce point du refroidissement, il reste dans B 2,000 kilogrammes de plomb, tenant en moyenne 60 grammes d'argent ; on ne cherche pas à diviser cette partie, et on la porte dans A', en employant à cet effet une cuiller pleine.

La chaudière B est alors libre, et on peut procéder à un nouveau chargement.

L'opération, conduite comme je viens de l'indiquer sur 7,000 kilogrammes de plomb à 30 grammes, donne trois produits : 4,000 kilogrammes de plomb appauvri à 15 grammes ; 1,000 kilogrammes à la teneur du plomb proposé, et 2,000 kilogrammes de plomb enrichi à 60 grammes. Je dois prévenir que les poids et les teneurs énoncés ne sont qu'approximatifs : la division se fait en volume, d'après le nombre des cuillers de cristaux enlevés ; la teneur en argent des produits est un peu variable avec les soins apportés par les ouvriers à l'enlèvement des cristaux.

La même observation s'applique à tout le travail de l'atelier.

Quand on a réuni 7,000 kilogrammes de cristaux à 15 grammes, on charge B', et on conduit l'opération de la même manière ; on obtient : 4,000 kilogrammes de plomb à 7<sup>sr</sup>,50, portés dans la chaudière suivante B'' ; 1,000 kilogrammes à la teneur de 15 grammes, mis en dépôt pour être retraités dans B', et 2,000 kilogrammes de plomb à environ 30 grammes, portés à l'une des deux chaudières A ou B.

Dans B'', on traite absolument de même le plomb à 7<sup>sr</sup>,50 ; d'une charge de 7,000 kilogrammes on retire : 4,000 kilogrammes à 3<sup>sr</sup>,75, mis en dépôt à côté de B'', ou dans la chaudière elle-même ; 1,000 kilogrammes à la teneur de 7<sup>sr</sup>,50, disposés à côté de B'' ; 2,000 ki-

logrammes à 15 grammes, reportés auprès de B'.

Le plomb à la teneur de 3<sup>sr</sup>,75 est considéré comme assez pauvre en argent pour être livré au commerce : il est seulement refondu dans la dernière chaudière, et moulé dans les lingotières avec les précautions nécessaires pour obtenir du plomb très-doux et des saumons bien propres.

Dans la pratique, le travail des ouvriers ne peut pas être absolument régulier, la teneur du plomb marchand n'est pas rigoureusement de 3<sup>sr</sup>,75, mais elle varie entre 3 et 4 grammes. Il est possible d'appauvrir encore davantage le plomb, et de livrer au commerce des saumons qui ne tiennent pas, en moyenne, 2 grammes d'argent : on ne cherche pas dans toutes les usines à descendre jusqu'à cette limite, parce que les frais qu'il faut faire pour l'atteindre sont généralement trop élevés pour être couverts par la petite quantité d'argent qu'on obtiendrait en plus. Dans le cas où on veut produire du plomb marchand à une teneur inférieure à 2 grammes, il faut traiter par fusion et cristallisation le plomb à 3<sup>sr</sup>,75, mais il est convenable de simplifier autant que possible l'opération, en adoptant une loi de fractionnement un peu différente de celle exposée précédemment : pour une charge de 7,000 kilogrammes, on enlève d'abord 5,000 kilogrammes de cristaux, tenant moins de 2 grammes, et on porte les 2,000 grammes restant à la chaudière B'', en les considérant comme étant à peu près à la teneur de 7<sup>sr</sup>,50.

Dans les chaudières placées de l'autre côté de A, on procède à l'enrichissement progressif et à la production du plomb d'œuvre destiné à la coupellation. Quand on a réuni 7,000 kilogrammes de cristaux ou de plomb à la teneur de 60 grammes, on charge A', on met en feu et on procède à la cristallisation par refroidissement lent,

en divisant les cristaux suivant la loi précédente. On divise la charge en trois parties : la première de 4,000 kilogrammes, à la teneur de 30 grammes ; ces cristaux sont portés à la chaudière A, dans laquelle ils sont traités comme le plomb primitif ; la seconde de 1,000 kilogrammes, à la teneur moyenne de 60 grammes ; elle est mise en dépôt pour être traitée de nouveau dans A' ; la dernière, de 2,000 kilogrammes, est à une teneur double, de 120 grammes environ ; elle est transportée à la chaudière suivante A".

Le plomb à 120 grammes est traité d'une manière analogue dans A" ; la charge de 7,000 kilogrammes est divisée en trois parties, dont les poids sont de 4,000 kilogrammes, 1,000 kilogrammes, 2,000 kilogrammes, et dont les teneurs en argent sont respectivement de 60 grammes, 120 grammes, 240 grammes. La première partie rentre à la chaudière A', la seconde revient dans A", la troisième est portée à A".

Dans la chaudière A", on traite de même les cristaux à 240 grammes, et on obtient, d'une charge de 7,000 kilogrammes : 4,000 kilogrammes à 120 grammes, 1,000 kilogrammes à 240 grammes, et 2,000 kilogrammes à 480 grammes.

Dans A", la cristallisation lente de 7,000 kilogrammes de plomb à 480 grammes donne : 4,000 kilogrammes à 240 grammes, 1,000 kilogrammes à 480 grammes, et 2,000 kilogrammes à 960 grammes. Cette dernière partie est moulée en lingots, et ceux-ci sont portés à la coupellation.

Dans quelques usines on cherche à obtenir du plomb d'œuvre encore plus riche, en soumettant à une nouvelle fusion les plombs à 960 grammes ; une charge de 7,000 kilogrammes donne 2,000 kilogrammes de plomb à 1,920 grammes.



Dans le travail conduit comme je viens de l'exposer, les produits intermédiaires sont très-nombreux, chaque opération donnant trois classes de cristaux à des teneurs différentes; il est extrêmement difficile de régler le travail de l'atelier de manière à éviter les fausses manœuvres et à donner à l'activité du personnel la régularité convenable.

Très-fréquemment on doit mettre en dépôt, sur le sol de l'atelier, des cristaux pour lesquels il n'y a pas de place à côté de la chaudière dans laquelle ils doivent être chargés; très-souvent aussi plusieurs ouvriers restent inactifs en attendant la fusion d'une charge. L'organisation du travail a sur les frais spéciaux de l'opération une influence presque aussi grande que celle des prix du combustible et de la main-d'œuvre.

La loi de fractionnement que j'ai indiquée tout à l'heure n'a rien d'absolu, on peut en adopter une autre plus ou moins analogue, et obtenir de bons résultats; la seule condition essentielle à laquelle doive satisfaire la division des charges dans les chaudières successives, est de se prêter à la régularité du travail.

*Observations.* — L'opération donne deux produits principaux : du plomb pauvre, en saumons, tenant de 2 à 4 grammes d'argent; du plomb riche, destiné à la coupellation, contenant de 960 à 1,920 grammes. Dans chaque usine et pour des plombs d'une richesse à peu près constante, les frais spéciaux varient notablement avec les teneurs en argent de ces deux produits; la complication des opérations est trop grande pour qu'on puisse, *à priori*, calculer exactement les frais qui correspondent aux limites d'appauvrissement du plomb marchand, et d'enrichissement du plomb d'œuvre. La détermination de ces frais ne peut être faite que par des expériences directes; en comparant leurs résultats avec

les pertes en argent, et avec les frais et les produits de la coupellation, un directeur habile est bientôt fixé sur les deux limites extrêmes auxquelles le travail doit s'arrêter.

Ces limites sont très-variables avec la teneur en argent du plomb proposé; en général il faut appauvrir davantage les saumons livrables au commerce, quand cette teneur est peu élevée; le degré d'enrichissement du métal destiné à la coupellation a une importance bien plus grande pour des plombs déjà très-riches. La fixation de ces limites est une question de chiffres, dans laquelle je ne peux entrer maintenant.

La méthode dont je m'occupe en ce moment est applicable, dans des conditions tout à fait spéciales, aux plombs très-riches en argent aussi bien qu'aux plombs très-pauvres; son principal avantage sur la coupellation directe est de donner comme produit presque immédiat la plus grande partie du plomb à l'état marchand, et d'éviter la perte de ce métal, inévitable et très-forte quand il faut révivifier toutes les litharges. Il y a bénéfice certain à produire des litharges en coupellant directement les plombs riches ou pauvres, toutes les fois que les litharges peuvent être vendues facilement, et à un prix supérieur à celui du plomb; au contraire, quand ces produits sont difficiles à vendre, la cristallisation acquiert un avantage marqué sur la coupellation allemande, avantage à peu près indépendant de la richesse du plomb d'œuvre. Presque dans tous les pays industriels cette méthode est adoptée pour des plombs pauvres, dont on traite un poids considérable dans chaque usine; elle n'est que très-peu employée pour les plombs riches en argent; il ne faut pas conclure de ce fait que la cristallisation est plus avantageuse pour les plombs très-pauvres, car elle présente les mêmes inconvénients et

presque les mêmes avantages pour les plombs de toute teneur. Le fait général que je viens de signaler s'explique par des considérations très-simples : dans les usines qui peuvent produire ou se procurer à des prix raisonnables de grandes masses de plomb pauvre, les ateliers de cristallisation sont maintenus en activité constante et régulière ; le plomb pauvre, produit presque sans pertes, peut être vendu avec facilité, tandis qu'il serait impossible de vendre les litharges que donnerait la coupellation directe. Au contraire, les plombs riches sont ordinairement produits en quantité très-limitée, les litharges qui sont obtenues par coupellation se vendent avec assez de facilité à des prix élevés, et, d'un autre côté, la masse de plomb n'est pas assez forte pour qu'on puisse maintenir en activité constante un atelier de cristallisation, même très-petit.

Le choix entre les deux méthodes, coupellation directe, cristallisation, est décidé par le nombre de tonnes de plomb que l'usine doit traiter, par la facilité ou la difficulté de la vente des litharges, et non pas par la teneur en argent des plombs proposés.

*Produits.* — On obtient dans la cristallisation deux produits principaux, le plomb d'œuvre et le plomb marchand ; et un produit secondaire, les crasses et balayures de l'atelier : ces dernières sont fondues dans un réverbère, comme je l'indiquerai tout à l'heure, et donnent une certaine quantité de plomb peu argentifère, qui rentre dans la série des cristallisations, à la chaudière qui répond à sa teneur. Par là se trouve compensée en grande partie la perte en plomb, et généralement on obtient, pour la vente et pour la coupelle, des lingots dont le poids représente à très-peu près le plomb mis en opération ; rarement la perte en plomb s'élève jusqu'à  $1\frac{1}{2}$  pour 100 ; l'argent se retrouve en entier dans les deux

produits principaux, mais on doit considérer comme entièrement perdu celui qui reste dans le plomb marchand. Il est toujours possible de pousser au même point l'appauvrissement de ce produit, quelle que soit la richesse du plomb proposé, et par conséquent on perd en poids absolu d'autant plus d'argent qu'on obtient une quantité plus grande de plomb marchand, ou, en d'autres termes, que le plomb proposé est à une teneur moins élevée.

Je crois utile de citer ici quelques chiffres relatifs à la perte en argent pour des plombs de richesses très-différentes, en supposant que, pour tous, le degré d'appauvrissement des saumons soit à peu près le même, l'enrichissement du plomb d'œuvre variant au contraire avec la richesse du plomb mis en opération.

**1<sup>o</sup> Plomb à 30 grammes.** — On appauvrit le plomb marchand jusqu'à la teneur moyenne de 3 à 4 grammes; l'enrichissement du plomb d'œuvre peut être poussé jusqu'à 960 ou jusqu'à 1,920 grammes, ce qui fait deux cas différents à considérer.

Dans le premier cas, 1,000 kilogrammes de plomb à 30 grammes, soumis à la cristallisation, donnent :

957 kilogrammes de plomb marchand, tenant de 3 à 4 grammes d'argent;

28 kilogrammes de plomb d'œuvre, à la teneur de 960 grammes.

La perte en argent est de 33 à 34 grammes, soit d'environ 11 pour 100 du métal contenu dans le plomb proposé.

Les teneurs en argent dont je parle sont celles que donnent les essais par voie sèche; la coupellation allemande rend ordinairement plus d'argent que les essais ne l'indiquent, par conséquent cette perte de 11 pour 100, due à la cristallisation, serait évitée si on pouvait soumettre le plomb proposé à la coupellation allemande, c'est-à-

dire si on pouvait tirer un prix convenable des litharges.

Dans le second cas, 1,000 kilogrammes de plomb à 30 grammes donnent :

970 kilogrammes de plomb marchand, à la teneur de 3 à 4 grammes ;

15 kilogrammes de plomb riche, tenant environ 1,920 grammes.

La perte en argent est de 34 à 35 grammes, à très-peu près la même que dans le premier cas ; le seul avantage qu'on ait à enrichir davantage le plomb d'œuvre, en augmentant les frais de la cristallisation, est de diminuer la quantité de plomb à coupeller. On ne peut donc décider d'avance s'il y a intérêt à enrichir à 1,920 grammes au lieu de s'arrêter à 960 grammes ; il faut comparer la diminution des frais et des pertes de la coupellation à l'augmentation des frais de cristallisation.

2<sup>o</sup> *Plomb à 60 grammes.* — La cristallisation est conduite comme je l'ai indiqué pour le plomb à 30 grammes ; on pousse l'appauvrissement jusqu'à la teneur moyenne de 3 à 4 grammes, le plomb d'œuvre est enrichi à 1,920 grammes.

De 1,000 kilogrammes de plomb à 60 grammes, on obtient :

955 kilogrammes de plomb marchand, à la teneur de 3 à 4 grammes ;

30 kilogrammes de plomb d'œuvre, à la teneur de 1,920 grammes.

La perte en argent est de 53 à 54 grammes au plus ; elle est au plus égale en valeur absolue à celle qu'on subit dans la cristallisation du plomb à 30 grammes ; comparée à l'argent contenu dans les 1,000 kilogrammes de plomb primitif, elle est moitié moins forte. Je ne considère pas l'enrichissement du plomb d'œuvre à 960 grammes seulement, parce qu'il faudrait répéter ce

que j'ai dit précédemment : les frais et les pertes à la coupellation seraient plus grands, les frais de cristallisation seraient moins élevés, la quantité absolue d'argent laissée dans le plomb marchand serait à très-peu près la même; des expériences directes, faites avec grand soin, peuvent seules indiquer dans chaque usine la limite d'enrichissement à laquelle il convient de s'arrêter. J'ai pris la limite de 1,920 grammes pour marquer que généralement il faut enrichir davantage le plomb d'œuvre quand le plomb proposé est plus riche.

3° *Plomb à 300 grammes.* — Sans faire aucune hypothèse spéciale sur la loi de fractionnement qu'il conviendrait d'adopter pour des plombs de cette teneur, j'admets qu'on pousse l'appauvrissement jusqu'à 4<sup>re</sup>,50, et l'enrichissement jusqu'à 2,400 grammes.

De 1,000 kilogrammes de plomb à 300 grammes, contenant 3,000 grammes d'argent, on retire :

862 kilogrammes de plomb marchand, à la teneur de 4<sup>re</sup>,50;

Et 125 kilogrammes de plomb riche, à la teneur de 2,400 grammes environ.

On laisse dans le plomb marchand de 38 à 40 grammes d'argent, à très-peu près la même quantité que dans les deux exemples cités plus haut, bien que l'appauvrissement du plomb marchand soit poussé un peu moins loin; le rapport de l'argent ainsi perdu à l'argent contenu dans le plomb proposé est très-faible, il est de 1,35 pour 100.

Il est de plus facile de comprendre que si l'appauvrissement du plomb marchand est poussé jusqu'à la même limite, la perte absolue d'argent est d'autant moindre que le plomb proposé est plus riche.

Il y a toujours intérêt à beaucoup enrichir le plomb destiné à la coupellation, parce que les frais et les pertes

qu'entraîne cette opération prennent une grande importance quand le plomb soumis à la cristallisation est très-riche. Ainsi, pour le cas que je considère maintenant, si on enrichit à 1,200 grammes seulement, on a, pour la coupellation, près de 250 kilogrammes de plomb riche, on n'obtient pas à l'état de plomb pauvre plus de 755 kilogrammes. Les frais de la cristallisation sont un peu moins élevés, mais la différence ne compense certainement pas l'accroissement des pertes et des frais de la coupellation et de la révivification des litharges produites. Il y aurait au contraire avantage à dépasser la teneur de 2,400 grammes pour l'enrichissement du plomb d'œuvre.

**4° Plomb à 500 grammes.** — Pour des plombs aussi riches, il faut atteindre la teneur de 4,000 grammes pour la partie destinée à la coupellation; le plomb marchand peut être appauvri jusqu'à 3<sup>er</sup>,50.

De 1,000 kilogrammes de plomb à 500 grammes, on obtient:

860 kilogrammes de plomb marchand, à la teneur de 3<sup>er</sup>,50;

Et de 124 à 125 kilogrammes de plomb d'œuvre, à la teneur de 4,000 grammes environ.

On ne laisse dans le plomb marchand que 50 grammes d'argent, quantité négligeable auprès de celle que contient le plomb proposé; en diminuant le nombre des cristallisations successives, et laissant 7 grammes d'argent par 100 kilogrammes de plomb marchand, on abaisse notablement les frais de l'opération, et cependant on ne porte la perte totale en argent qu'à 60 grammes; il peut donc y avoir avantage, dans certaines conditions industrielles, à ne pas pousser l'appauvrissement aussi loin que je viens de l'admettre. Au contraire, pour l'enrichissement, il est essentiel d'atteindre au moins la

limite de 4,000 grammes pour 100 kilogrammes de plomb d'œuvre; si on s'arrête à 2,000 grammes, on a près de 250 kilogrammes de plomb riche à coupler, les dépenses et les pertes sont de suite beaucoup augmentées dans la coupellation et dans la révivification.

Les considérations qui précèdent suffisent pour faire comprendre dans quel sens la cristallisation doit être appliquée ou modifiée, suivant la teneur en argent des plombs proposés; dans un des chapitres qui suivent, j'entrerai dans les détails des frais spéciaux, et je ferai ressortir plus nettement, par des chiffres, le grand avantage que présente la cristallisation sur la coupellation allemande, quand les litharges produites ne peuvent pas être vendues à des prix élevés.

*Plombs impurs.* — Avant de décrire la coupellation anglaise, je dois encore dire quelques mots au sujet de la pureté du plomb qu'on traite par cristallisation. La présence d'une faible proportion de fer, de zinc, d'arsenic, d'antimoine, de soufre, etc., contrarie beaucoup la netteté de la séparation du plomb, et, pour cette raison, il est indispensable de purifier préalablement le plomb proposé. De plus, la purification serait encore utile quand bien même cette raison majeure n'existerait pas; il suffit, pour s'en convaincre, de suivre attentivement la série des opérations dans l'hypothèse de plombs impurs. Dans les fusions successives, les corps étrangers viennent seulement en partie s'oxyder à la surface du métal: on écume les crasses avant de procéder à l'enlèvement des cristaux, et tous les produits partiels retiennent encore une fraction plus ou moins notable des corps étrangers. Les deux produits extrêmes doivent être très-purs: le plomb riche, pour que la coupellation soit facile et ne donne que peu de pertes; le plomb marchand, pour que sa valeur soit aussi grande



que possible. Par conséquent, avant d'arriver à ces deux produits, la purification doit être complète, par suite de l'oxydation des corps étrangers dans les fusions nombreuses; on doit donc faire en détail la même purification que dans un réverbère, avec le désavantage qu'une partie des crasses sont formées à la surface du plomb riche en argent, et retiennent une certaine quantité de ce métal; la perte en argent est donc plus forte que lorsqu'on soumet le plomb lui-même à l'oxydation préalable dans un réverbère. Les crasses sont en poids considérable, et leur réduction donne du plomb très-impur, qu'il est impossible de traiter directement par cristallisation.

**TROISIÈME OPÉRATION. — TRAITEMENT DES CRASSES. —** A chaque fusion dans les chaudières il se forme, à la surface du métal, une petite croûte d'oxyde de plomb; on la sépare avant d'enlever les premiers cristaux, et on la réunit aux balayures de l'atelier. Les crasses sont essentiellement composées d'oxyde de plomb (je suppose que le métal a été parfaitement purifié avant la cristallisation) et ne contiennent que très-peu d'argent.

Les balayures renferment des poussières et des matières terreuses, et des grains de toutes dimensions de plomb métallique plus ou moins argentifère; ces grains sont tombés sur le sol dans le transport des produits d'une chaudière à l'autre, ou proviennent des petites explosions qui ont lieu quand on refroidit le métal fondu avec de l'eau. Toutes ces matières sont traitées en même temps par une simple fusion réductive.

L'opération n'est pas assez importante pour que je la décrive en détail; je me contente de la signaler pour compléter l'exposition de la méthode anglaise. La fusion décompose l'oxyde de plomb des crasses; réunit le métal des balayures; à la surface viennent nager les matières

terreuses; on les enlève avec un râble, sans chercher à les scorifier, et on obtient ainsi de nouvelles crasses, pauvres en argent, mais retenant toujours du plomb, et qu'il convient de passer, soit dans le traitement des minerais, soit dans la fonte des résidus, quand cette opération est faite à l'usine.

Quand la surface du plomb est débarrassée des crasses, on procède à la coulée et au moulage en lingots. Le plomb obtenu est essayé pour argent, et porté à la chaudière qui correspond à sa teneur; il rentre ainsi dans le roulement général de la cristallisation.

QUATRIÈME OPÉRATION. — COUPELLATION. — Le mode de coupellation adopté en Angleterre, bien longtemps avant l'invention de M. Pattinson, s'applique également aux plombs très-pauvres et aux produits très-riches des ateliers de cristallisation: on l'emploie avec succès pour la production spéciale des litharges marchandes, en traitant des plombs dont la teneur en argent est à peu près nulle. Je n'ai besoin, pour faire comprendre cette méthode, que de considérer un seul cas spécial; je prendrai pour exemple la coupellation du plomb tenant 960 grammes: pour des plombs plus riches ou plus pauvres, la conduite de l'opération présente quelques différences, dont il est facile de se rendre compte par les détails que je vais présenter pour un cas particulier, et par l'observation des résultats qu'on cherche à obtenir.

La coupellation du plomb à 960 grammes doit donner deux produits principaux: l'argent brut, soumis ultérieurement au raffinage; les litharges, dont la teneur en argent est toujours notable et augmente depuis le commencement jusqu'à la fin de l'opération.

Les litharges sont révivifiées, et le plomb produit doit être traité par cristallisation; il est utile de diviser les

litharges d'après leur teneur en argent, afin de simplifier le travail d'enrichissement du plomb qu'elles produisent.

La coupellation est divisée en deux parties : dans la première, on cherche à obtenir des litharges pauvres en argent, en arrêtant l'oxydation au moment où le plomb arrive à la teneur de 8 pour 100; dans la seconde, on produit des litharges riches et on conduit l'oxydation du plomb jusqu'à l'éclair. Ces deux opérations distinctes sont faites l'une après l'autre, soit dans le même four, soit dans des fours distincts.

*Disposition du four.* — Le four employé est un réverbère à voûte fixe, dont la sole mobile est une coupelle en os calcinés, portée sur un chariot en fer : on chauffe à la houille, le tirage nécessaire est produit par une cheminée peu élevée; on n'interpose aucun appareil de condensation des fumées entre la sole et la cheminée.

La coupelle a des dimensions très-faibles, car elle ne doit pas contenir plus de 300 kilogrammes de plomb; elle est faite en os calcinés, imprégnés d'une dissolution alcaline, et fortement tassés dans un cadre de forme elliptique, en fer forgé. Le grand axe est placé parallèlement au pont; à l'une de ses extrémités la paroi du four est traversée par la buse, par laquelle est lancé sur le métal fondu le vent nécessaire à l'oxydation du plomb : en face est la porte de travail, par laquelle sortent les litharges : elle est assez large pour permettre l'entrée et la sortie du chariot porteur. A côté et près du rampant se trouve la porte de chargement, servant à l'introduction du plomb d'œuvre, maintenu en fusion dans une chaudière voisine.

*Première opération.* — La coupelle, préparée plusieurs jours d'avance, est mise en place sur son chariot dans le four à peu près froid : on chauffe lentement, afin de

volatiliser l'eau sans faire fendre la coupelle ; la charge de plomb, d'environ 500 kilogrammes, est introduite à l'aide d'une euiller à long manche, au moment où la température du four est élevée au-dessus du rouge sombre. La buse est mise en place, on donne le vent, et l'ouvrier commence de suite le travail de la sortie des litharges. Elles coulent par une rainure pratiquée dans la paroi de la coupelle, et maintenue à une profondeur constante : à mesure que le niveau du bain métallique tend à s'abaisser par suite de l'oxydation du plomb et de l'écoulement de la litharge, l'ouvrier charge du plomb fondu, de manière à maintenir à la même hauteur la surface du métal contenu dans la coupelle. Contrairement à ce qui passe dans les grands fours allemands, l'oxydation a lieu à niveau sensiblement constant, la difficulté que présente à l'ouvrier la sortie des litharges reste la même depuis le commencement jusqu'à la fin de l'opération ; quand une rainure devient irrégulière ou trop profonde, l'ouvrier la bouche avec de la terre de coupelle, et en pratique une nouvelle à côté de la première. Les litharges sont reçues dans des grands pots en fonte ; on les enlève quand ils sont pleins, et on les vide en les retournant dès que la solidification est complète.

La température est maintenue constante et près du rouge vif ; le soin de la grille est confié à un ouvrier spécial.

La teneur en argent du bain métallique s'élève assez rapidement ; quand la coupelle contient à peu près 500 kilogrammes de plomb à 8 pour 100, c'est-à-dire quand on a chargé 2,500 kilogrammes de plomb d'œuvre, tenant 960 grammes aux 100 kilogrammes, on arrête le vent, on puise à la euiller le métal contenu dans la coupelle, et on le moule en lingots. Une nouvelle charge de 500 kilogrammes de plomb d'œuvre est introduite, et l'opération continue tant que la coupelle n'est pas com-

plètement traversée par l'oxyde de plomb, ou tant qu'il est possible de pratiquer des rainures convenables pour la sortie des litharges.

Assez ordinairement une coupelle bien battue résiste pendant quarante-huit heures, et dans ce temps on peut passer de 12,000 à 14,000 kilogrammes de plomb d'œuvre.

*Produits.* — On retire de 1 tonne de plomb à 960 grammes : 120 kilogrammes de plomb à 8 pour 100, et près de 1 tonne de litharge, dont la teneur varie entre 15 et 25 grammes, suivant l'habileté et l'attention de l'ouvrier ; outre ces deux produits principaux, on obtient la matière de la coupelle, presque entièrement imprégnée d'oxyde de plomb, et qui passe dans le traitement des minerais : la perte en plomb par volatilisation peut être évaluée de 7 à 8 pour 100, la perte en argent est à peu près nulle, ou du moins on retrouve dans les litharges et dans les fonds de coupelle l'argent qui ne passe pas dans le plomb riche.

*Seconde opération.* — Sur la coupelle préalablement chauffée au rouge presque vif, on charge encore 300 kilogrammes de plomb, on donne le vent et on fait couler les litharges, absolument comme dans la première partie de la coupellation : on cesse d'ajouter du plomb quand la coupelle contient environ 300 kilogrammes d'argent, et on arrête le vent au moment où l'éclair apparaît. le gâteau d'argent est refroidi lentement, et porté ensuite au raffinage.

La coupelle ne sert que pour une seule opération, pour 3,700 à 3,800 kilogrammes de plomb riche.

*Produits.* — On obtient deux produits principaux : l'argent brut et les litharges, et un produit secondaire la coupelle imprégnée d'oxyde de plomb.

L'argent brut contient à peu près 99 pour 100 d'ar-

gent pur, et 1 pour 100 de plomb ; il renferme toujours un poids de métal fin moindre que celui indiqué par les essais du plomb d'œuvre ; la différence s'élève jusqu'à 4 et même 5 kilogrammes pour une coupellation ; ce métal n'est pas perdu, il est disséminé sous forme de grenailles dans les litharges et dans les fonds de coupelle ; on en retire la plus grande partie par le traitement de ces produits. La perte réelle en argent, faite dans la coupellation elle-même, n'est pas plus forte que dans la méthode allemande. Je n'ai rien à dire sur le raffinage de l'argent brut ; il peut être fait comme je l'ai précédemment indiqué, soit dans des creusets en plombagine, soit dans une coupelle en os calcinés.

Les litharges sont de plus en plus riches en argent, surtout vers la fin de l'opération, et ne contiennent pas en moyenne moins de 125 grammes par 100 kilogrammes. Elles sont toutes révivifiées et donnent du plomb riche, dont la teneur varie de 135 à 140 grammes : il est reporté à l'atelier de cristallisation. Le poids des litharges produites est à peu près égal au poids du plomb coupellé, la perte en plomb peut être évaluée à environ 7 pour 100.

Les fonds de coupelle sont imprégnés d'oxyde de plomb et contiennent un peu d'argent : ils sont passés dans le traitement des minerais ; ils ne sont du reste qu'un produit tout à fait secondaire, car une coupelle neuve ne pèse pas 200 kilogrammes, et par conséquent ne peut pas absorber un poids bien considérable d'oxyde de plomb.

*Considérations générales.* — Dans la coupelle anglaise, l'oxydation du plomb est rapide, on lance de 9 à 10 kilogrammes d'air par minute, la pression du vent est de 0<sup>m</sup>,025 de mercure : l'épaisseur de la couche de litharge est plus forte que dans les grands fours alle-

mands ; la hauteur des vagues produites à la surface est encore très-grande à l'entrée de la rainure par laquelle les litharges coulent à l'intérieur. Les vagues sont également très-sensibles à la surface du métal ; l'ouvrier a besoin d'une attention soutenue et d'une grande habileté pour ne pas laisser sortir beaucoup de métal en même temps que les litharges ; on ne peut éviter la présence des grenailles métalliques dans les produits oxydés qu'en ralentissant beaucoup la rapidité de l'oxydation et en diminuant la pression du vent. C'est ce qu'on fait dans les usines qui traitent des plombs très-pauvres dans le but spécial de produire des litharges marchandes : avec cette modification, on produit des litharges très-belles, ne contenant pour ainsi dire pas de grenailles, parce que la rainure est toujours très-courte, et que l'ouvrier n'est pas obligé de lui donner, comme dans les fours allemands, une longueur et une profondeur sans cesse croissantes. Dans le traitement des plombs riches, on ne craint pas autant de laisser des grenailles dans les litharges, on trouve économie dans la conduite un peu rapide de l'opération.

Quelle que soit la teneur en argent du plomb traité, il est essentiel qu'il ne contienne aucun corps étranger, puisque dans la première partie de la coupellation on charge presque continuellement le plomb proposé jusqu'à ce que l'alliage contenu dans la coupelle soit au titre de 8 pour 100. Si le plomb n'était pas parfaitement pur, toutes les litharges seraient plus ou moins sales : dans le cas du plomb pauvre, on ne pourrait pas les livrer au commerce, le but de l'opération serait entièrement manqué ; dans le cas du plomb riche, il faudrait purifier le plomb provenant de la révivification avant de le soumettre à la cristallisation.

Il ne faut jamais perdre de vue la nécessité de la puri-

fication préalable du plomb d'œuvre qui doit être soumis directement à la coupellation anglaise, quand on désire comparer les résultats avec ceux des grands fours allemands ; ces derniers donnent certainement une proportion de litharges marchandes un peu moindre que celle retirée de la coupelle anglaise, et cela tient à ce que la matière de la coupelle absorbe une bien plus grande quantité d'oxyde de plomb, mais ce désavantage est largement compensé par la plus faible teneur en argent des litharges produites.

La comparaison entre la méthode allemande et la méthode anglaise, réduite à la coupellation directe, ou comprenant toutes les opérations mentionnées plus haut, m'entraînerait au delà des bornes du présent chapitre ; je ne la présenterai qu'après avoir décrit des exemples d'usines employant les deux méthodes.

CINQUIÈME OPÉRATION. — TRAITEMENT DES LITHARGES. — La coupellation anglaise, appliquée au plomb enrichi par cristallisation, donne deux qualités de litharges qui contiennent toutes les deux assez d'argent pour qu'on cherche encore à tirer parti de ce métal. Elles sont ré-vivifiées dans un four à réverbère et produisent deux qualités de plomb très-pur, de richesses différentes, qui sont reportées à la cristallisation.

L'opération est très-simple et son exposition n'exige que peu de détails.

Les litharges pulvérisées en sable sont mélangées avec 10 pour 100 de houille maigre menue : le mélange est chauffé jusqu'au rouge sombre dans un réverbère, dans lequel les flammes ne sont pas notablement oxydantes : le contact du combustible, et principalement les gaz produits par sa décomposition, réduisent l'oxyde de plomb : on obtient à l'état métallique la plus grande



partie du plomb et la totalité de l'argent : il se forme une petite quantité de scories plombeuses, qui sont reportées au traitement des minerais ou à la fonte des résidus.

*Disposition du four.* — La disposition du four ne présente aucune particularité ; le foyer est profond, afin qu'on puisse maintenir sur la grille une épaisseur de combustible minéral assez grande pour que les flammes ne soient pas oxydantes. La sole a des dimensions horizontales très-larges, la surface présente une inclinaison de 5 à 6 centimètres par mètre vers le trou de coulée, placé vers le milieu de l'un des longs côtés. La température ne devant pas être élevée au-dessus du rouge sombre, la volatilisation du plomb est à peu près négligeable, il est inutile de disposer des appareils de condensation.

*Opération.* — Sur la sole, on charge de 2,500 à 3,000 kilogrammes de litharges mélangées avec la proportion précédemment indiquée de houille maigre, concassée en petits fragments.

Le feu est poussé très-modérément, afin que la litharge ne s'agglomère pas, et que la réduction puisse avoir lieu facilement par les gaz : elle est terminée en moins de cinq heures : le four contient alors le plomb fondu et des crasses qui nagent à la surface du métal. On enlève les crasses avec un râble en bois, on fait ensuite couler le plomb dans un bassin extérieur : le métal est enfin puisé à la cuiller et moulé dans des lingotières en fonte.

L'opération entière dure six heures, on en fait aisément quatre en vingt-quatre heures : on obtient environ 89 de plomb en lingots pour 100 de litharges, et par conséquent la perte est très-faible, même en ne tenant pas compte du plomb que renferment les crasses, et dont on retire une partie dans le traitement des minerais ou

des résidus. La perte en argent est certainement négligeable.

La révivification au réverbère paraît être plus avantageuse que la réduction au four à manche, généralement adoptée en Allemagne, ou, pour parler plus exactement, la perte en plomb est beaucoup moins élevée ; de plus, le four à manche ne convient nullement pour les litharges en poussières, dont la coupellation donne toujours un poids assez fort.

Le réverbère est également de beaucoup préférable au four à manche pour le traitement des fumées, et en général pour la réduction de toutes les matières oxydées, riches en plomb et pulvérulentes, que peut donner le traitement des minerais argentifères.

*Remarque.* — L'ensemble des opérations que je viens de décrire sous le nom de *méthode anglaise* ne donne que deux produits principaux : l'argent et le plomb ; les produits secondaires, fonds de coupelle, crasses de révivification, etc..., sont obtenus en poids extrêmement faible. Les plombs impurs donnent, en outre, en proportion plus ou moins forte, des crasses riches en plomb, qui correspondent entièrement aux abzugs, aux abstrichs et aux litharges impures de la coupellation allemande. Dans cette dernière, on produit la purification du plomb dans le même four ; dans la méthode anglaise on en fait une opération séparée.

Du plomb d'œuvre purifié, la méthode anglaise retire presque sans perte, ou avec un déchet de 2 à 3 pour 100 seulement, le plomb lui-même, mais elle perd une fraction plus ou moins grande de l'argent ; la perte, prise en poids absolu, est à peu près la même pour des plombs de teneurs variables ; rapportée à l'argent contenu, elle est d'autant plus forte que la teneur du plomb d'œuvre est moins élevée, et la proportion dépasse quelquefois

11 pour 100. Le but de la méthode anglaise, appliquée aux plombs d'œuvre pauvres en argent, est donc de tirer la meilleure partie du plomb, en sacrifiant une partie de l'argent.

Dans la coupellation allemande, prise au même point, c'est-à-dire après l'enlèvement des produits oxydés impurs, on obtient l'argent avec une perte très-faible, ordinairement inférieure à celle faite dans les essais de laboratoire; on produit, en outre, des litharges marchandes dont le poids est un peu inférieur à celui du métal soumis à l'oxydation; on perd environ 9 pour 100 de plomb. Les produits secondaires, fonds de coupelle, litharges riches, etc..., sont en quantité notable; ils rentrent dans le traitement des minerais, et le plomb qu'on en retire doit être compté en déduction de cette perte de 9 pour 100. Quand les litharges peuvent être vendues facilement, leur valeur, supérieure à celle du plomb à poids égal, compense et au delà la perte du métal, et la coupellation allemande est évidemment bien supérieure à la méthode anglaise, puisqu'elle ne perd pas d'argent et qu'elle donne en litharges une valeur plus grande que celle du plomb.

Quand, au contraire, il est impossible de vendre les litharges à des prix élevés, leur révivification au réverbère ou au four à manche fait perdre encore de 3 à 6 pour 100 de plomb, et par là la perte totale s'élève de 12 à 15 pour 100. Il y a donc lieu dans ce cas, mais dans ce cas seulement, à comparer les dépenses et les pertes faites dans les deux méthodes, afin de décider celle des deux qui offre le moins de désavantage.

---

## CHAPITRE III.

### PREMIER EXEMPLE. — TRAITEMENT DE LA GALÈNE A BLEYBERG (CARINTHIE).

---

Je choisis, comme premier exemple, le traitement des galènes presque pures et ne contenant pas d'argent, exploitées en divers points de la Carinthie, notamment à Bleyberg et à Raibl<sup>1</sup>.

*Minerais.* — La galène exploitée en Carinthie se présente en amas très-irréguliers, dans un calcaire compacte, dont l'âge géologique n'est pas encore très-exactement déterminé, mais qui paraît se rapporter au *muschelkalk*; les amas sont en relation avec des filons, remplis des mêmes substances minérales; les amas et les filons paraissent avoir été minéralisés à la même époque, avant le dépôt des schistes et des calcaires dolo-mitiques, qui recouvrent le calcaire métallifère.

<sup>1</sup> Dans le midi de l'Espagne on traite par une méthode analogue des minerais très-riches en plomb, pauvres en argent; les différences que présentent les deux modes de traitement métallurgique ne sont pas assez grandes pour que je m'astreigne à les décrire tous deux. Le four usité en Espagne est disposé pour un combustible tout particulier, tandis que la méthode carintienne peut être appliquée avec des combustibles minéraux à peu près aussi bien qu'avec du bois; son usage peut être par suite plus général, et cette raison me paraît suffisante pour que je décrive le procédé suivi à Bleyberg, de préférence à celui qui est employé dans la Sierra de Gador.

Dans les amas et dans les filons, la galène est mélangée avec une proportion variable de blende. Dans les parties des gîtes accessibles aux eaux venant de la surface, les deux espèces minérales sont altérées presque complètement, la galène est transformée en carbonate, la blende en calamine ; on trouve aussi par places quelques minéraux très-rares, nettement cristallisés, le tungstate, le molybdate et le vanadate de plomb. La gangue la plus abondante est le carbonate de chaux ; le quartz, l'argile et la pyrite de fer n'ont été rencontrés qu'en un très-petit nombre de points. Les minerais ne sont pas argentifères, ou du moins sont trop pauvres pour qu'on cherche à tirer parti de l'argent <sup>1</sup>. La calamine a été trouvée en certaine abondance dans les parties supérieures de l'amas exploité près de Raibl ; son exploitation a pu alimenter pendant quelques années une petite usine à zinc ; mais dans les parties inférieures de ce même amas, comme dans ceux de Bleyberg, la galène domine beaucoup, et la blende est considérée comme une gangue dont il faut se débarrasser le mieux possible par la préparation mécanique. Les minerais préparés sont diversement riches, suivant les appareils qui les ont produits ; les usines les reçoivent à une teneur moyenne, qui varie entre 65 et 72 pour 100 (rendement à l'essai par voie sèche).

Les exploitations de Bleyberg produisent de 6,000 à 7,000 tonnes de minerais préparés ; celles de Raibl n'ont pas une production aussi forte.

**Combustible.** — Le seul combustible employé est le bois de pin ou de sapin, en bûches longues de 1<sup>m</sup>,42 : il est apporté aux usines plusieurs mois après les coupes ;

<sup>1</sup> Il est curieux de constater que les nombreux essais pour argent faits sur la galène et sur la blende ont indiqué pour cette dernière une teneur notablement plus élevée ; elle n'est cependant pas assez forte pour qu'on puisse songer au traitement de la blende pour argent.

on ne le brûle qu'après l'avoir conservé pendant un certain temps sous des hangars.

Le stère pèse environ 300 kilogrammes ; la tonne coûte de 6 fr. 90 c. à 7 francs. Les montagnes voisines sont couvertes de forêts, dont l'étendue assure aux usines un approvisionnement facile et à des prix très-modérés.

*Matériaux de construction.* — La méthode employée en Carinthie n'exige pas une température très-élevée ; les fours peuvent être construits en pierres de grès rouge, qui forme dans les environs des bancs très-étendus. Ces grès sont faciles à tailler en pierres très-régulières, dont le bas prix diminue beaucoup les frais d'établissement.

Le fer pour les armatures et les outils est livré par des usines peu éloignées, au prix moyen de 250 francs la tonne.

*Main-d'œuvre.* — Les ouvriers du pays sont depuis longtemps habitués au travail métallurgique et à une méthode demeurée presque invariable ; ils restent auprès des fours pendant vingt-quatre heures, moyennant un salaire de 4 francs à 4 fr. 50 c. Les manœuvres sont de jeunes garçons qui gagnent de 1 franc à 1 fr. 50 c. pour douze heures d'activité.

*Usines.* — Les usines sont donc dans des conditions très-favorables, pour la pureté des minerais, pour le prix et l'abondance des combustibles et pour la main-d'œuvre ; elles appartiennent presque toutes à des particuliers, et chacune d'elles ne représente qu'un capital peu important, ne produit annuellement qu'une petite quantité de plomb. Deux d'entre elles sont la propriété de l'Etat, et sont dirigées par ses ingénieurs ; elles reçoivent les meilleurs minerais, mais elles suivent la même méthode que les autres ; elles ont essayé à diverses époques des perfectionnements dans les détails des opérations, mais ces modifications n'ont eu aucune suite, soit réellement

qu'il n'y ait eu aucun avantage dans les changements proposés, soit plutôt que la routine des ouvriers ait forcé à revenir chaque fois à l'antique méthode.

Je n'aurai besoin, pour faire connaître la métallurgie du plomb en Carinthie, que de décrire une seule des nombreuses usines des environs de Bleyberg, et de signaler la modification la plus notable de toutes celles qui ont été proposées depuis plusieurs annés.

*Description de la méthode.* — Le minerai est chargé à la partie supérieure de la sole, dans un réverbère de forme spéciale, que je décrirai tout à l'heure. La charge est très-faible, de 207 kilogrammes seulement; le four étant très-chaud au moment où elle est introduite, la chaleur accumulée dans les parois et dans la sole suffit pour porter le minerai à la température nécessaire à l'oxydation. Quand cette dernière est suffisamment avancée, on donne un petit coup de feu, on brasse les matières sur la sole, et par là on détermine la réaction partielle du sulfure sur l'oxyde et sur le sulfate de plomb; le métal coule sur la sole inclinée et se rend dans un bassin extérieur. On procède ensuite à une série de grillages et de réactions, tant que les brassages successifs font couler du plomb, et jusqu'à ce que les matières restées sur la sole commencent à s'agglomérer. A ce moment, on jette sur la sole une pelletée de charbon, et on retire les crasses du four. On introduit une seconde charge de minerai, et on la traite de la même manière, par des alternances de grillages et de réactions, jusqu'au moment où les matières fortement agglomérées commencent à entrer en fusion pâteuse. Alors on charge les crasses retirées à la fin de la première opération, et on procède au *ressuage* : il consiste encore en une série de grillages et de coups de feu, avec brassages presque continuels, en élevant de plus en plus la température, et en chargeant sur la sole, avant

chaque coup de feu, une ou deux pelletées de charbon. Le ressuage donne encore une certaine quantité de plomb, qui coule dans le bassin extérieur. On cesse l'opération quand la température étant au rouge très-vif un dernier brassage ne donne plus de métal. Les crasses restées sur la sole sont retirées avec un râble; elles contiennent encore un peu de plomb, qui est perdu en grande partie, car on ne leur fait subir aucun traitement métallurgique; on les soumet seulement à la préparation mécanique quand elles contiennent des grenailles évidentes.

Le plomb recueilli dans le bassin extérieur est purifié par une seconde fusion très-lente sur le bas de la sole du réverbère; il est ensuite puisé à la cuiller et moulé dans des lingotières. Le four est alors prêt pour une nouvelle opération.

*Consistance d'une usine. — Disposition des fours. —* Une usine traitant dans l'année de 200 à 500 tonnes de minéral contient seulement deux réverbères, accolés dans un même massif, sous un hangar peu élevé; les fours sont construits en grès rouge, et disposés comme l'indiquent les figures 3, 4, 5, 6, pl. I. Pour chaque four, la sole très-allongée est inclinée vers la porte de travail; le foyer latéral est parallèle à la sole; les flammes et les gaz sortent par un rampant voisin de la porte, et se rendent dans une cheminée commune aux deux fours. En avant et sous une large embrasure est placé le bassin de réception du plomb.

Les dimensions principales sont les suivantes: le foyer a 0<sup>m</sup>,47 sur 1<sup>m</sup>,35; la grille est formée par des arceaux en pierres, espacés de 0<sup>m</sup>,12; la hauteur de la voûte au-dessus de la grille, au milieu du foyer, est de 0<sup>m</sup>,50; la hauteur de la grille au-dessus du sol de l'atelier est de 1<sup>m</sup>,40. Le canal de chargement s'étend jusqu'à la face



antérieure du massif ; il est recouvert par une voûte et séparé du cendrier par des plaques de tôle, disposées de manière à former un plan incliné, sur lequel l'ouvrier fait glisser les bûches à l'aide d'un long trident. Une porte en tôle, mobile sur deux gonds, ferme l'ouverture sur le devant du four. L'air nécessaire à la combustion et au grillage arrive librement à la grille sous le plan incliné.

Le passage des flammes du foyer sur la sole a 1 mètre de long sur 0<sup>m</sup>,25 de hauteur ; il est recouvert par la continuation de la voûte du four lui-même ; la largeur du pont est seulement de 0<sup>m</sup>,50.

La sole a 1<sup>m</sup>,46 sur 3<sup>m</sup>,47 ; les angles sont arrondis vers la porte de travail, dont la largeur est de 0<sup>m</sup>,30. L'inclinaison de la sole est de 0<sup>m</sup>,18 par mètre ; sa surface présente une concavité de forme presque cylindrique, et dont la flèche est de 0<sup>m</sup>,18 auprès du pont. La voûte est à peu près symétrique à la sole ; sa plus grande élévation est de 0<sup>m</sup>,60 au-dessus du milieu de la sole. La hauteur de la porte est de 0<sup>m</sup>,45. La tablette de travail est en fonte et de forme concave ; elle s'avance au-dessus du bassin extérieur. De chaque côté de la porte sont des appuis solides pour une barre horizontale, qui sert à supporter les râbles et les ringards pendant le travail. Le rampant a 0<sup>m</sup>,75 sur 0<sup>m</sup>,50 ; la cheminée a 0<sup>m</sup>,60 de côté et 8 mètres de hauteur.

La sole est formée de deux couches concentriques, ayant chacune 0<sup>m</sup>,15 d'épaisseur ; la couche inférieure est en argile battue, la couche supérieure est faite avec des crasses de l'opération elle-même, fortement tassées et agglomérées par un violent coup de feu. Elle s'appuie sur une voûte en pierres de grès. L'embrasure, disposée en avant de la porte de travail, et recouverte par une voûte, a 1<sup>m</sup>,26 de largeur, 0<sup>m</sup>,65 de profondeur, 1<sup>m</sup>,66

de hauteur : le bassin en brasque est maintenu en avant par un petit mur élevé de 0<sup>m</sup>,66. Le creux du bassin a presque la forme d'un demi-ellipsoïde ; les axes horizontaux ont 0<sup>m</sup>,45 et 0<sup>m</sup>,40 ; la profondeur est de 0<sup>m</sup>,25 ; une ouverture à la voûte communique avec le rampant, et sert au dégagement des vapeurs plombeuses qui sortent par la porte pendant le travail.

Les armatures, en fer forgé, sont très-simples ; elles ne sont pas représentées sur les figures, non plus que la porte en tôle du foyer.

*Personnel.* — Les deux fours occupent 6 ouvriers spéciaux et 2 manœuvres : chaque ouvrier reste au travail pendant vingt-trois ou vingt-quatre heures, temps nécessaire à l'élaboration de deux charges, et se repose ensuite pendant deux jours. Les manœuvres sont employés, pendant la journée seulement, au roulage du bois et du minerai.

*Opération.* — Les fours ont une durée très-longue, la couche supérieure de la sole a seule besoin de réparations fréquentes : après chaque opération l'ouvrier doit battre la surface et lui donner l'inclinaison régulière nécessaire à l'écoulement facile du plomb produit ; après trois semaines d'activité, il faut ordinairement enlever cette couche et en mettre une nouvelle en place ; cette réparation interrompt le travail seulement pendant une journée ; sauf cette interruption, les opérations se succèdent avec la plus grande régularité ; il me suffira d'en décrire une seule. Je suppose donc qu'après la purification du plomb de l'opération précédente, la surface de la sole a été battue avec de longs ringards par l'ouvrier qui vient prendre la conduite du four. Les parois et la sole sont encore à une température supérieure au rouge sombre ; le foyer ne contient plus que du bois presque entièrement carbonisé, et ne produisant plus de flammes.

L'ouvrier charge à la pelle 207 kilogrammes de minerai réduit en sable fin, et les étend sur la partie supérieure de la sole. La galène s'échauffe assez rapidement et le grillage peut continuer pendant près de trois heures, sans qu'il soit nécessaire de mettre du bois dans le foyer ; durant cette première période de grillage le travail de l'ouvrier est presque nul, car il n'a qu'à régulariser l'élévation de la température et l'oxydation, par des râblages peu prolongés.

Trois heures après le chargement l'oxydation est assez avancée pour qu'on cherche à produire la première réaction. L'ouvrier donne un faible coup de feu en chargeant seulement 3 ou 4 bûches dans le foyer, et en brassant avec un râble dès que les flammes remplissent le four : une certaine quantité de plomb coule dans le bassin extérieur. Lorsque le métal ne se produit plus l'ouvrier cesse son travail, il laisse l'oxydation recommencer pendant une heure, puis il donne un nouveau coup de feu, suivi d'un second brassage, et continue ces alternances de grillage et de réactions pendant quatre heures consécutives, en raccourcissant de plus en plus les intervalles d'oxydation. La température du four et de la charge s'élève peu à peu jusqu'au rouge presque vif, et les matières qui restent sur la sole, sept heures après le commencement de l'oxydation, commencent seulement à s'agglomérer. L'ouvrier les retire à l'aide d'un râble, après avoir jeté à leur surface une pelletée de charbons pris sur le foyer. Ces matières, ou premières crasses, sont déposées à côté du four.

La première partie de l'opération produit environ 70 kilogrammes de plomb, qu'on laisse en repos dans le bassin extérieur jusqu'à la fin du travail : elle consomme très-peu de combustible, ordinairement de 10 à 11 bûches, parce qu'elle utilise la chaleur accumulée

dans les parois du four à la fin de l'opération précédente.

Dès que la sole est libre, l'ouvrier introduit une nouvelle charge de 207 kilogrammes, et la traite comme la première; pendant le premier grillage, il doit jeter quelques bûches dans le foyer, parce que le four est beaucoup moins chaud qu'au moment où la première charge est introduite; la période du brassage et des réactions demande à peu près la même quantité de bois que le travail correspondant de la première charge. En sept heures, et de la seconde charge, on retire de 56 à 60 kilogrammes de plomb.

Les matières qui restent sur la sole sont composées en grande partie d'oxyde et de sulfate de plomb; elles sont à la température du rouge écarlate, et déjà fortement agglomérées. L'ouvrier remet dans le four les premières crasses, entièrement refroidies, brasse fortement pendant quelques minutes pour les mélanger avec celles de la seconde charge; il donne ensuite un coup de feu prolongé pendant une heure; dans cette phase de l'opération, il brasse presque continuellement, et cherche à compléter la réaction du sulfure, qui contiennent encore les crasses, sur les combinaisons oxydées du plomb. Il fait couler environ 20 kilogrammes de métal, produit en partie par la réaction des composés oxydés et sulfurés, en partie par l'action exercée par le charbon des premières crasses sur l'oxyde de plomb.

A ce moment, c'est-à-dire quinze heures après le commencement de l'opération, le bassin extérieur contient de 146 à 150 kilogrammes de métal; on a brûlé de 53 à 54 bûches; la température du four est élevée un peu au-dessus du rouge cerise; les crasses sur la sole contiennent principalement des composés oxydés du plomb, et commencent à entrer en fusion pâteuse. L'ou-

vrier procède alors au ressuage, qui dure de sept à huit heures : il charge dans le foyer de 4 à 5 bûches par heure, ce qui élève progressivement la température du four, et il travaille presque constamment les matières avec son râble. De temps en temps, il jette sur la sole une pelletée de charbon, ou une petite bûche de bois, afin de déterminer la réduction des combinaisons oxydées. Le ressuage est terminé quand les brassages ne produisent plus de plomb, la température étant élevée jusqu'au rouge vif : il donne environ 100 kilogrammes de métal.

Les crasses sont retirées du four et mises de côté ; elles sont examinées plus tard par le contre-maître ou par le directeur de l'usine : quand elles contiennent des grenailles, elles sont envoyées aux ateliers de préparation mécanique ; dans le cas contraire elles sont jetées, ou bien conservées pour la confection des soles.

L'opération est terminée par la purification du plomb reçu dans le bassin en brasque. Le métal est d'abord enlevé en totalité, à l'aide d'une cuiller en fer, et refroidi en plaquettes irrégulières sur le sol de l'atelier ; le bassin est nettoyé ; les plaquettes sont ensuite chargées sur la partie inférieure de la sole, le plomb coule de nouveau et lentement dans le bassin, en laissant derrière lui la petite quantité de crasses qu'il avait d'abord entraînées. Le plomb purifié est puisé à la cuiller dans le bassin et moulé dans des lingotières en fonte. La purification est faite très-rapidement et ne demande pas vingt-cinq minutes. Quand elle est terminée, l'ouvrier fait à la sole les petites réparations qui peuvent être nécessaires, et cède la conduite du four à celui qui doit le remplacer.

L'élaboration de deux charges, soit de 414 kilogrammes de minerai, est ordinairement terminée en vingt-trois heures ; elle produit de 245 à 250 kilogrammes

de plomb en lingots, et consomme de 81 à 85 bûches : le rendement que je viens d'indiquer se rapporte aux minerais qui donnent à l'essai par voie sèche de 65 à 66 pour 100 de plomb ; ce sont ceux que traitent presque toutes les usines appartenant à des particuliers.

On obtient ainsi environ 60 pour 100 d'un minerai rendant à l'essai 65 pour 100, et contenant par conséquent au moins 69 pour 100 de plomb : la perte réelle est donc de 9 à 10 de métal pour 100 de minerai, ou de 14 à 15 pour 100 du plomb qu'il renferme. La moitié au moins du métal perdu reste dans les crasses, qu'il y aurait peut-être intérêt à traiter au four à manche.

L'ouvrier reçoit 3 fr. 72 c. pour l'élaboration de deux charges, mais il touche en plus des primes pour le bois économisé et pour le plomb obtenu en sus de la quantité réglementaire. Pour les diverses usines on a dressé un tableau des quantités de plomb que les ouvriers doivent retirer des minerais, suivant les diverses teneurs en métal, qu'indiquent les essais par voie sèche; on fixe également la quantité de bois qu'ils doivent employer pour deux charges de minerai. On accorde à l'ouvrier 0 fr. 078 par kilogramme de plomb qu'il obtient en plus du poids réglementaire, et 77 centimes par mètre cube de bois qu'il parvient à économiser. Ce système de primes est complété par des retenues faites aux ouvriers quand ils brûlent plus de bois, ou quand ils obtiennent moins de plomb. On leur retient 1 fr. 54 c. par mètre cube de bois brûlé en plus de la quantité fixée ; et 0 fr. 154 par kilogramme de plomb obtenu en moins du poids porté au tableau. Les retenues sont donc proportionnellement doubles des primes accordées pour l'économie du combustible et pour un rendement supérieur en métal.

*Considérations économiques.* — Une usine contenant

deux fours accolés peut traiter dans l'année 300 tonnes de minerai, tant que les fours n'ont pas besoin de graves réparations : elle produit environ 180 tonnes de plomb, en consommant 480 tonnes de bois; elle emploie 2 manœuvres gagnant 1 fr. 25 c. par poste de douze heures, et 6 ouvriers spéciaux; ces derniers fournissent ensemble 725 postes de vingt-trois heures et reçoivent, terme moyen, 4 francs par poste : chacun d'eux gagne dans l'année de 483 à 484 francs.

L'usure des outils constitue une partie importante de la dépense, parce que le fer contribue dans une proportion notable à la réduction des composés du plomb. Cette dépense ne peut pas être évaluée à moins de 500 francs pour l'année entière.

D'après ces nombres, et en ne tenant pas compte de la reconstruction des fours, qui devient nécessaire à des intervalles plus ou moins éloignés, les dépenses annuelles de l'usine considérée sont les suivantes :

|                                  |                           |               |
|----------------------------------|---------------------------|---------------|
| Bois.....                        | 480 tonnes à 7 francs.... | 3,360 francs. |
| Ouvriers spéciaux...             | 725 postes de 23 heures.. | 2,000         |
| Manœuvres.....                   | 720 — 12½ — ..            | 900           |
| Outils.....                      |                           | 500           |
| Réparations et frais divers..... |                           | 500           |
| Frais spéciaux annuels.....      |                           | 8,160 francs. |

Soit par tonne de minerai :

|                                                    |                        |              |
|----------------------------------------------------|------------------------|--------------|
| Bois.....                                          | 11,60 à 7 francs. .... | 11 fr. 20 c. |
| Ouvriers spéciaux.....                             | 28,417.....            | 9 67         |
| Manœuvres.....                                     | 21,040.....            | 3 00         |
| Outils, réparations, frais divers .....            |                        | 3 33         |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerai..... |                        | 27 fr. 20 c. |

La tonne de minerai produit en moyenne 0<sup>e</sup>,600 de plomb.

Ces nombres démontrent le défaut capital de la méthode; les charges sont très-faibles, et par suite la consommation de combustible et la dépense en main-d'œuvre sont énormes : la perte en métal est, comme je l'ai déjà dit, de 15 pour 100 environ du plomb contenu dans les minerais, et ne peut pas être considérée comme extraordinaire, même pour des galènes assez pures.

*Modifications à la méthode précédente.* — On a cherché à diverses reprises à augmenter le poids des charges ou à conduire l'opération plus rapidement, afin de rendre moins lourdes les dépenses en main-d'œuvre et en combustibles; mais jusqu'à présent les tentatives faites n'ont conduit à aucune modification définitive de l'ancien procédé. Dans le four à une sole que je viens de décrire, l'oxydation et les réactions ne peuvent être dirigées convenablement que si on opère sur un poids très-faible de minerai, et si l'opération est poussée très-lentement : en augmentant le poids des charges, en diminuant la durée des diverses périodes, on a toujours obtenu des crasses très-riches en plomb, et une diminution dans le rendement, dont l'importance était bien supérieure à celle des économies réalisées.

Pendant plusieurs années, on a employé dans les usines impériales des fours à deux soles, dans lesquels la consommation de combustible était notablement plus faible que dans les anciens appareils : on les a dernièrement tout à fait abandonnés, à la suite d'une très-longue expérimentation, sous le prétexte que leur entretien était trop onéreux : je ne pense pas que ce motif soit sérieux, et je crois devoir présenter quelques détails sur le travail et sur les résultats obtenus. Les nombres que je vais citer m'ont été donnés à Bleyberg en 1844, époque à laquelle on considérait les fours à deux soles comme un perfectionnement très-heureux.



**FOURS A DEUX SOLES.** — Le four double est formé par la superposition de deux fours simples, dont les soles sont croisées à angle droit : un seul foyer chauffe les deux fours ; le four supérieur utilise les flammes perdues de la sole inférieure. Cette disposition se comprend aisément, sans que j'aie besoin de la représenter par des figures.

**Opération.** — Le minerai est soumis dans le four double aux mêmes actions chimiques que dans les fours simples. A un premier grillage, prolongé pendant plusieurs heures, succède une période de réactions, suivie elle-même par des alternances de grillages et de coups de feu, faits à une température de plus en plus élevée ; on termine par le *ressuage*, en faisant intervenir l'action réductrice du charbon et du bois pour amener à l'état métallique le plomb oxydé ou sulfaté dans les premières phases de l'opération.

Sur la sole supérieure, la température ne peut pas être élevée au-dessus du rouge sombre ; cette sole est réservée à la partie du traitement qui n'exige qu'une chaleur modérée, au premier grillage et à la première période de réaction. La sole inférieure sert pour les dernières alternances de grillage et de réaction, et pour le *ressuage*. Le personnel est le même pour un four double que pour deux fours simples ; il faut, par vingt-quatre heures, 2 ouvriers spéciaux et 2 manœuvres ; ces derniers sont occupés seulement pendant le jour.

Sur la sole supérieure, l'ouvrier charge 420 kilogrammes de minerai, le laisse s'oxyder à très-basse température pendant six à sept heures, et fait quelques rablages pour renouveler les surfaces et régulariser l'élévation de la température : pendant tout ce temps, le minerai reste au-dessous du rouge sombre ; ensuite et pendant quatre ou cinq heures, le travail du *ressuage*,

fait sur la sole inférieure, permet de chauffer davantage le four supérieur : l'ouvrier en profite pour déterminer par des brassages continuels la réaction partielle du sulfure sur l'oxyde et sur le sulfate. Environ onze heures après le chargement, le bassin extérieur a reçu de 75 à 80 kilogrammes de plomb, mais l'ouvrier ne peut plus continuer les réactions, parce qu'on cesse de pousser le feu dans le four inférieur : il retire les matières qui sont sur la sole, les jette devant la porte du four inférieur, introduit une nouvelle charge de 420 kilogrammes de minerai, et la traite comme la première. Dans son poste de vingt-quatre heures, il traite ainsi deux charges de 420 kilogrammes, soit 840 kilogrammes de minerai. Sur la sole inférieure, l'ouvrier traite les matières élaborées déjà dans le four supérieur : elles contiennent beaucoup d'oxyde et de sulfate de plomb, et une certaine quantité de sulfure ; il opère en une fois sur celles qui proviennent d'une charge de 420 kilogrammes de minerai, et qui pèsent au plus 330 kilogrammes. Il les charge au fond du four, et leur fait subir une série de grillages et de brassages, à une température de plus en plus élevée, pendant environ sept heures. Cette première partie du travail achève de faire agir le sulfure de plomb sur les composés oxydés, et produit plus de 100 kilogrammes de métal.

Dès que les brassages ne donnent plus de plomb, et que les matières commencent à entrer en fusion pâteuse, l'ouvrier procède au ressuage, qui est conduit comme dans le four à une sole : il chauffe de plus en plus, jette de temps en temps sur la sole une pelletée de charbon ou une petite bûche de bois, et facilite l'action réductrice en brassant presque continuellement. Le ressuage dure environ cinq heures. Quand il est terminé, l'ouvrier retire les crasses, fait la purification du plomb et les répa-

ractions à la sole. Il opère ensuite de la même manière sur une seconde charge, et quand le plomb qui en provient a été moulé en lingots il transmet la conduite du four à l'ouvrier qui lui succède.

Les deux charges de 420 kilogrammes donnent ordinairement de 550 à 552 kilogrammes de plomb quand on traite des minerais qui rendent à l'essai 72 pour 100, et seulement de 525 à 529 kilogrammes quand les minerais rendent de 69 à 70 pour 100. On obtient donc un peu plus de plomb que dans les fours simples; on doit l'attribuer à ce que l'oxydation est faite plus complètement sur la sole supérieure, et surtout au refroidissement produit par le passage des matières d'une sole sur l'autre : il retarde la fusion, et par suite facilite les réactions chimiques du sulfure sur l'oxyde et le sulfate. Pour des minerais également riches, il n'y a du reste qu'une faible différence de rendement entre les fours à une et à deux soles, mais elle est toujours en faveur du four double.

En vingt-quatre heures, on brûle en moyenne 0<sup>e</sup>,930 de bois, soit dans l'année 335 tonnes, beaucoup moins par conséquent que dans deux fours simples.

*Considérations économiques.* — Dans un four double on traite dans l'année (en supposant, comme je l'ai fait précédemment, que le four n'ait pas besoin de réparations graves) 302 tonnes de minerai, qui produisent de 189 à 198 tonnes de plomb, suivant la richesse des minerais traités. Les dépenses principales sont les suivantes :

|                                  |                           |               |
|----------------------------------|---------------------------|---------------|
| Bois.....                        | 335 tonnes à 7 francs.... | 2,345 francs. |
| Ouvriers spéciaux...             | 725 postes de 24 heures.. | 2,900         |
| Manœuvres.....                   | 720 — 12 — ..             | 900           |
| Outils.....                      |                           | 500           |
| Réparations et frais divers..... |                           | 500           |
| Dépenses annuelles.....          |                           | 7,145 francs. |

Soit par tonne de minerai :

|                                                    |            |              |
|----------------------------------------------------|------------|--------------|
| Bois.....                                          | 11,11..... | 7 fr. 77 c.  |
| Ouvriers spéciaux.....                             | 25,40..... | 9 60         |
| Manœuvres.....                                     | 2,38.....  | 2 98         |
| Outils, réparations, frais divers.....             |            | 3 32         |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerai..... |            | 25 fr. 67 c. |

La tonne de minerai produit de 0<sup>e</sup>,620 à 0<sup>e</sup>,650 de plomb.

Ces nombres indiquent un avantage économique très-grand pour le four à deux soles, mais ils ne s'appliquent qu'aux années les plus favorables, celles pendant lesquelles il n'est pas nécessaire de reconstruire les voûtes et les parois des fours. Ces réparations sont plus fréquentes et coûtent beaucoup plus cher pour les fours doubles, mais il est difficile d'admettre que la différence puisse neutraliser les avantages du traitement métallurgique.

Je n'ai pas les chiffres relatifs aux réparations des deux systèmes de four, et je ne dois pas entrer plus loin dans leur comparaison ; je me bornerai donc à signaler la raison donnée pour l'abandon des fours doubles, la trop grande dépense nécessitée par les réparations.

*Observations.* — La méthode carinthienne n'est applicable que dans des conditions spéciales : le minerai doit être presque pur, à gangue de calcaire, de sulfate de baryte ou de blende ; sa teneur en argent doit être négligeable, le combustible végétal est à peu près indispensable, le bois et la main-d'œuvre doivent être à très-bas prix : je vais expliquer en peu de mots ces diverses conditions, en priant le lecteur de se reporter pour les réactions chimiques aux détails que j'ai donnés dans le chapitre précédent.

La majeure partie du plomb est obtenue par les réac-

tions des composés oxydés et sulfurés, et par suite il est nécessaire que la gangue ne renferme ni quartz, ni argile, ni silicates, qui font rentrer rapidement en fusion l'oxyde de plomb produit par l'oxydation, et par là s'opposent aux réactions du sulfure : il n'est possible d'appliquer cette méthode qu'aux minerais dont les gangues n'ont aucune tendance à former des composés fusibles avec l'oxyde de plomb. Quant à la richesse du minerai, elle doit être très-grande, puisque les crasses ne sont soumises à aucun traitement spécial : il n'est permis de les négliger que parce qu'elles sont produites en très-petite quantité : pour des minerais argentifères, les crasses contiendraient toujours de l'argent, et il faudrait les traiter au four à manche, opération complémentaire indispensable pour qu'on puisse tirer parti des produits secondaires, plus ou moins riches en plomb et en argent, donnés par le traitement du plomb d'œuvre ; c'est-à-dire qu'il faudrait modifier la méthode, en lui ajoutant une opération spéciale pour tous les résidus. Telle qu'elle est employée en Carinthie, la méthode ne convient donc pas aux minerais argentifères.\*

Pour la main-d'œuvre, la condition ci-dessus énoncée est de toute nécessité ; pour le traitement de 1 tonne de minerai, on emploie : 2<sup>u</sup>,40 d'ouvriers spéciaux, chacun de vingt-trois à vingt-quatre heures, ce qui équivaut à 4,80 de main-d'œuvre ; il ne faut pas moins de sept jours ou postes ordinaires de douze heures pour chaque tonne de minerai ; la dépense serait par conséquent énorme, si le prix de la main-d'œuvre était un peu élevé.

Il en est de même pour le combustible, dont on brûle une quantité considérable, plus de 1 tonne pour chaque tonne de minerai traité. Sur les bords du Rhin, on a essayé la méthode carinthienne dans des fours chauffés à

la houille, et on a pu réaliser une très-grande économie de combustible, mais en perdant beaucoup de plomb par volatilisation, et laissant dans les crasses une plus forte proportion de métal. Ce résultat était facile à prévoir ; la plus grande partie du métal est obtenue à une température peu élevée, à la suite d'une succession de grillages et de coups de feu, qui se suivent à des intervalles de plus en plus courts : quand le four est chauffé avec du bois, l'ouvrier est parfaitement maître de l'activité du feu, les flammes sont très-oxydantes, les matières sur la sole sont soumises à un courant d'air chaud, à peine privé d'une partie de son oxygène, dès que les bûches chargées pour produire un coup de feu ont été consumées à peu près en entier. Dans un four chauffé avec du combustible minéral, on peut encore avec facilité régler les coups de feu successifs, mais après chacun d'eux l'action oxydante ne peut être produite aussi nettement par les gaz venant du foyer sur la sole ; il faudrait introduire l'air froid extérieur par des canaux débouchant aux angles supérieurs de la sole.

L'ouvrier aurait à se déranger fréquemment pour ouvrir ou fermer ces canaux, ce qu'il faut éviter avec soin dans toute usine bien dirigée : en admettant même que l'arrivée de l'air froid sur la sole soit toujours convenablement réglée, l'effet produit sur les matières en élaboration n'est pas le même que celui de l'air chaud dans les fours chauffés avec du bois. Le combustible végétal est de beaucoup supérieur à la houille pour la réussite des réactions chimiques, mais on en consomme beaucoup, et par suite la méthode n'est applicable que là où le bois est à très-bon marché.

---

## CHAPITRE IV.

### SECOND EXEMPLE. —

#### TRAITEMENT DE LA GALÈNE ARGENTIFÈRE EN ANGLETERRE.

---

Les conditions dans lesquelles sont établies les grandes usines anglaises sont entièrement différentes de celles que je viens de signaler pour la Carinthie. Presque toutes les usines achètent les minerais et doivent leurs bénéfices à l'habileté commerciale de leurs directeurs, bien plus encore qu'à la perfection du traitement métallurgique.

La plus grande partie des minerais traités sont exploités, en Angleterre, dans les schistes inférieurs au terrain houiller : ils se présentent en amas ou en filons couchés, contenant de la galène à peu près pure, ou mélangée avec du carbonate de chaux ou du sulfate de baryte : ils sont soumis au cassage, au triage et à la préparation mécanique ; les produits livrés aux usines sont très-riches en plomb, et généralement pauvres en argent. Dans la plupart des usines du Flintshire, les minerais anglais rendent à l'essai de 70 à 75 pour 100 de plomb, et de 25 à 35 grammes d'argent aux 100 kilogrammes de plomb.

Ces minerais sont achetés à des prix assez variables, dépendant des contrats faits avec les exploitants, contrats presque toujours basés sur la valeur courante du plomb.

Je ne citerai qu'un exemple du prix d'achat des minerais à l'usine Walker-Parker-Deebank-Leadworks : le

prix de vente du plomb étant de 600 francs environ la tonne, les minerais rendant à l'essai 78 pour 100 de plomb et 52 grammes d'argent par 100 kilogrammes de plomb, ont été payés 562 francs la tonne.

Les usines, établies généralement à proximité des ports de mer, reçoivent des minerais étrangers riches en argent, et même des minerais d'argent de l'Amérique du Sud, et des plombs d'œuvre plus ou moins riches. La production annuelle est nécessairement très-variable dans chaque usine, et les directeurs n'aimant pas à donner aux étrangers des renseignements exacts sur leurs affaires commerciales, je ne pourrai pas présenter la description complète du travail d'une année entière; je suis obligé de faire une hypothèse sur la quantité de minerais traités, en cherchant à me renfermer dans les limites ordinaires des usines les plus importantes.

Dans ces usines, on produit du plomb marchand et de l'argent métallique, en traitant des minerais indigènes ou étrangers, des minerais d'argent ou des plombs d'œuvre. Les minerais de plomb sont soumis à des opérations un peu différentes, suivant les localités, et donnent du plomb très-pur, pauvre en argent. Les minerais d'argent sont fondus avec des matières plumbeuses et produisent du plomb d'œuvre en même temps très-riche et très-pur. Tous les plombs sont traités par *cristallisation*; le plomb riche qui en provient passe à la coupellation: les litharges sont révivifiées et donnent du plomb assez argentifère pour être traité par cristallisation.

La fonte des minerais d'argent avec des matières plumbeuses ne présente aucune difficulté et ne fait pas partie de la méthode spéciale de traitement des minerais de plomb en Angleterre; pour cette raison je



m'abstiendrai de la décrire, et je considérerai seulement la série suivante des opérations :

A. Traitement pour plomb d'œuvre des minerais riches en plomb, pauvres en argent, dont les gangues ne sont pas quartzieuses ;

B. Enrichissement du plomb d'œuvre par cristallisation ;

C. Coupellation du plomb riche ;

D. Révivification des litharges.

J'ai déjà précédemment insisté sur la nécessité de purifier le plomb d'œuvre avant de le soumettre à la cristallisation : cette opération n'a besoin d'être faite que dans un très-petit nombre d'usines, parce que les minerais, généralement très-purs, donnent du plomb d'œuvre à peu près exempt de corps étrangers : pour ce motif, je ne place pas la purification du plomb d'œuvre au nombre des opérations qui constituent la méthode anglaise, mais je crois devoir rappeler qu'elle est indispensable, et qu'elle doit précéder la cristallisation, toutes les fois que les plombs d'œuvre ne sont pas parfaitement purs.

#### A. — Traitement des minerais pour plomb d'œuvre.

On emploie en Angleterre deux méthodes principales pour le traitement des minerais riches en plomb, celle du Flintshire et celle du Derbyshire : comme elles ne présentent entre elles que de légères différences, j'insisterai spécialement sur la première, celle du Flintshire, qui s'applique à des minerais plus riches ; pour la seconde, je donnerai seulement les détails nécessaires pour faire comprendre en quoi elle diffère de la première, et pour quels motifs ces différences ont été introduites.

Méthode  
du  
Flinshire.

Pour la description de la méthode, je suppose une usine (comme celle que j'ai déjà citée) traitant annuellement 21,000 tonnes de minerais, rendant à l'essai 78 pour 100 de plomb, et 30 grammes d'argent aux 100 kilogrammes de plomb : ces minerais sont achetés au prix de 362 francs la tonne, ce qui représente une valeur de plus de 7,600,000 francs. Les minerais ne contiennent que du calcaire comme gangue terreuse, ils ne renferment aucun sulfure métallique autre que la galène.

Les combustibles employés sont la houille et le coke, de bonne qualité et à des prix modérés ; la houille est payée 6 francs la tonne rendue à l'usine ; le coke vaut 14 francs.

Les matériaux de construction sont principalement les briques, ordinaires et réfractaires, fabriquées dans le pays, et vendues à des prix relativement très-bas. Le fer et la fonte pour les outils et pour les armatures sont également à très-bon marché.

La chaux employée comme réactif coûte seulement 12 francs la tonne.

L'usine est donc placée dans les conditions les plus favorables pour les prix des matières premières et pour la richesse en plomb des minerais traités. Pour la main-d'œuvre, au contraire, les prix sont très-élevés ; les contre-maitres et les surveillants sont payés 6 francs par jour ; les bons ouvriers spéciaux gagnent ordinairement 4 fr. 50 c. par poste de douze heures ; les manœuvres, payés à la journée, reçoivent en moyenne 2 fr. 50 c. Il est du reste nécessaire de dire que l'habileté et l'énergie des ouvriers justifient l'élévation des salaires, et contribuent beaucoup à la réussite des opérations.

*Méthode de traitement.* — Les minerais sont traités dans des grands fours à réverbère, chauffés à la houille, par des alternances de grillage et de réactions ; l'opération

est faite sur des charges très-fortes, à une température élevée; elle est conduite rapidement, et produit une proportion très-grande d'oxysulfures riches en plomb, c'est-à-dire que la fusion des combinaisons diverses du plomb a lieu avant que les réactions soient terminées; on appauvrit et on solidifie les premières crasses en les mélangeant, dans le four lui-même, avec de la chaux. Cette première partie du traitement donne deux produits : du plomb d'œuvre très-pur ; des crasses fortement agglomérées, mais très-poreuses, riches en plomb.

Les crasses sont traitées au four à manche avec des fondants siliceux, et produisent du plomb d'œuvre assez pur, ordinairement très-pauvre en argent, et des scories chargées de grenailles; ces dernières sont seulement soumises à une préparation mécanique, qui sépare les parties métalliques; on ne cherche pas à retirer le plomb contenu à l'état de silicate.

Le traitement des crasses au four à manche produit beaucoup de fumées; elles sont recueillies dans un appareil spécial, moulées en briquettes et traitées séparément au four à manche; on en retire encore du plomb à peu près pur, très-pauvre en argent, et des scories qui sont jetées.

L'usine contient : 18 grands réverbères, pour lesquels une seule cheminée détermine le tirage; 9 fours à manche pour traiter les crasses et les fumées, avec un vaste appareil de condensation. Elle occupe une centaine d'ouvriers spéciaux, 4 contre-maitres ou surveillants et 30 manœuvres.

*Matériel. — Fours à réverbère.* — Les réverbères employés dans le Flintshire sont presque tous très-grands, et sont toujours entretenus en parfait état; je vais donner la disposition et les dimensions principales de l'un des fours de l'usine Walker-Parker-Deebank-Leadworks, dans lesquels on peut traiter en vingt-quatre heures

4 tonnes de minerai ; dans d'autres usines les fours sont encore plus grands.

Le four est représenté en coupes horizontale et verticale dans les figures 7, 8, pl. I.

La sole est de forme octogonale, allongée; les flammes sortent par deux rampants verticaux qui viennent se réunir dans un canal incliné; celui-ci communique avec le grand conduit horizontal par lequel les gaz de tous les fours se rendent à la cheminée commune. Le chargement est fait par une trémie fixée au milieu de la voûte; six portes de travail sont ménagées sur les deux longs côtés; le plomb et les crasses se réunissent dans un grand bassin intérieur, creusé dans la sole devant la porte du milieu. A l'extérieur, le plomb est reçu dans un bassin en brasque, pratiqué dans le sol de l'atelier et dans l'embrasure de la même porte.

Les dimensions principales des diverses parties sont les suivantes :

Le foyer a 0<sup>m</sup>,65 sur 1<sup>m</sup>,40; la profondeur au-dessous du pont est de 0<sup>m</sup>,50; la hauteur du cendrier est de 1<sup>m</sup>,50.

Le pont a 0<sup>m</sup>,46 de longueur, sa largeur augmente vers la sole; au foyer, elle est de 1<sup>m</sup>,40, au bord de la sole, elle a 1<sup>m</sup>,80. Au milieu du pont est une plaque de fonte qui descend bien au-dessous de la sole, et sert à empêcher l'infiltration du plomb vers la grille. La hauteur du passage des flammes est de 0<sup>m</sup>,40.

La sole a 5<sup>m</sup>,70 de longueur; sa plus grande largeur, à 0<sup>m</sup>,50 du pont, est de 2<sup>m</sup>,70; à 0<sup>m</sup>,65 de la face des deux rampants, la largeur est encore de 2<sup>m</sup>,40; elle n'est plus que de 1<sup>m</sup>,40 à l'extrémité du four. Les rampants ont 0<sup>m</sup>,50 de largeur et 0<sup>m</sup>,25 de hauteur; le canal incliné, porté sur un arceau, a 0<sup>m</sup>,30 sur 0<sup>m</sup>,60 de section intérieure; le conduit horizontal, également supporté par des arceaux en briques, a 1 mètre de côté; la cheminée com-

mune est circulaire; elle est élevée de 20 mètres au-dessus du sol de l'usine; son diamètre intérieur est de 1 mètre.

La surface de la sole commence à 0<sup>m</sup>,20 au-dessous de l'arête du pont, et présente une faible inclinaison vers le bassin intérieur; elle est faite avec un mélange de sable quartzeux, contenant un peu d'argile ferrugineuse, et de scories pauvres. Elle est d'abord fortement battue dans le four, puis agglomérée par un violent coup de feu; les matières qui la composent doivent prendre à la suite de ce coup de feu une cohésion assez grande pour que le plomb métallique ne puisse pas s'infiltrer pendant le travail; cependant le mélange doit être assez peu fusible pour que la surface conserve rigoureusement sa forme et son inclinaison régulière vers le bassin. La confection de la sole exige une grande habileté de la part des ouvriers; une sole mal faite laisse pénétrer plusieurs tonnes de plomb métallique dans la maçonnerie du four. La plus faible épaisseur du mélange de sable et de scories est de 0<sup>m</sup>,40. Il est porté par des plaques de fonte, et celles-ci sont appuyées sur une voûte en briques.

Les ouvertures de travail ont 0<sup>m</sup>,25 sur 0<sup>m</sup>,20 à l'intérieur, et 0<sup>m</sup>,50 sur 0<sup>m</sup>,40 à l'extérieur; les parois des embrasures sont garnies de plaques de fonte; elles sont fermées par des portes mobiles en tôle. La hauteur des tablettes de travail au-dessus du sol de l'atelier est de 1<sup>m</sup>,53.

Le bassin extérieur est en brasque, et ses bords sont à peu près au niveau du sol; les parois de l'embrasure correspondante sont prolongées jusqu'au sol et garnies de plaques de fonte; le trou de coulée est au-dessous de la tablette de travail; il est bouché comme d'ordinaire, et vers l'intérieur du four, par un tampon d'argile.

La hauteur de la voûte en briques au-dessus de la sole va en diminuant depuis le pont jusqu'à l'extrémité du four, de 0<sup>m</sup>,60 à 0<sup>m</sup>,56. La trémie en tôle est fixée au

milieu de la longueur, et portée par des armatures en fer, qui ne sont pas représentées sur la figure. La hauteur de la trémie est de 1 mètre. L'orifice supérieur est un carré de 1 mètre de côté. La porte de la trémie est en fonte, un peu inclinée, et se manœuvre à l'aide d'une crémaillère ou d'un système de leviers.

L'intérieur du four est construit en briques réfractaires; le massif extérieur est en briques ordinaires; entre ces deux maçonneries est ménagé un intervalle de 0<sup>m</sup>,05 environ, rempli par du gros sable ou par des petits fragments de briques.

Les armatures sont en fonte et fer; je ne les ai pas représentées, parce que leur disposition ne s'éloigne pas de celle que connaissent parfaitement tous les ingénieurs.

Les fondations du four doivent être très-solides; elles dépendent nécessairement de la nature du terrain sur lequel l'usine est construite.

*Fours à manche* (pl. I, fig. 12, 13). — Les fours à manche employés pour le traitement des crasses présentent une disposition spéciale : ils sont très-peu élevés; la poitrine, la warme au-dessous de la tuyère et la sole sont en fonte; les deux costières et la warme au-dessus de la tuyère sont en briques réfractaires. L'ouverture de chargement est comme à l'ordinaire au-dessus de la poitrine; le massif extérieur forme au-dessus du four une hotte qui conduit tous les gaz dans un canal horizontal; le canal communique avec le grand appareil de condensation.

La section intérieure est un rectangle dont les côtés ont 0<sup>m</sup>,57 et 0<sup>m</sup>,67. La sole est une plaque de fonte, épaisse de 0<sup>m</sup>,10, inclinée à 15 degrés de la warme vers un des angles de la poitrine, ce qui forme pour le plomb métallique une rigole qui le conduit dans un bassin extérieur en brasque, disposé dans le sol de l'atelier. La plaque de fonte est recouverte d'une couche de

menu coke, épaisse de 0<sup>m</sup>,10, perméable au plomb, mais assez fortement tassé pour ne pas laisser filtrer les scories; la surface présente une inclinaison de 15 à 16 degrés vers le second côté du four, de manière que les scories coulent dans une longue bêche rectangulaire en fonte, pleine d'eau, enterrée dans le sol de l'atelier, à côté du bassin en brasque destiné à recevoir le plomb.

La poitrine en fonte a 0<sup>m</sup>,05 d'épaisseur, et descend à 0<sup>m</sup>,15 au-dessus de la plaque de fond, ce qui laisse un espace suffisant pour l'écoulement continu des scories.

La sole repose sur une couche de gros sable, et celle-ci sur une fondation solide en briques percée de nombreux canaux pour le dégagement de l'humidité. La tuyère est élevée de 0<sup>m</sup>,50 au-dessus de la plaque de fond, le gueulard est à 0<sup>m</sup>,40 seulement au-dessus de la tuyère, ce qui donne à la poitrine une hauteur de 1 mètre environ; la buse est en tôle, l'œil a 0<sup>m</sup>,04 de diamètre; on lance le vent à la pression de 0<sup>m</sup>,035 de mercure, pression très-forte pour un four aussi bas: pendant presque toute la durée des campagnes, on lance de 7 à 8 kilogrammes d'air par minute. Une machine à vapeur de 45 chevaux sert de moteur à la soufflerie pour les 9 fours de l'usine.

Les deux côtés et la warme (au-dessus de la tuyère) sont construits en briques réfractaires; leur épaisseur est de 0<sup>m</sup>,40. Tout le four est compris dans un massif en briques ordinaires, maintenu par des armatures en fer forgé; il est percé de deux embrasures voûtées, l'une pour la tuyère, l'autre en avant de la poitrine. Je n'ai pas représenté les armatures, dont la disposition n'offre aucune particularité.

*Appareil de condensation.* — Je donne dans la figure 14, pl. I, le croquis représentant la disposition générale de l'appareil de condensation, adopté à l'usine précédem-

ment citée. A défaut d'un plan exact, que je n'ai pas pu me procurer, ce croquis suffira pour faire comprendre la grande difficulté qu'on éprouve à condenser les fumées plombeuses. Les gaz, les vapeurs, et les matières fines entraînées par le vent, sortant de tous les fours à manche, sont conduits dans le canal souterrain F, traversent une grande chambre C, divisée en un grand nombre de compartiments par des cloisons verticales; ils sont aspirés par trois énormes cylindres en bois BB, dont les pistons sont mis en mouvement par une machine à vapeur de la force de 75 chevaux D, et sont refoulés par le canal souterrain FF' jusqu'à la grande cheminée E.

Dans la chambre C, les cloisons présentent les ouvertures alternativement en haut et en bas, ce qui force les gaz à serpenter, à monter dans un compartiment et à descendre dans le suivant. Dans tous les compartiments, dans lesquels les gaz descendent, on fait tomber une pluie d'eau froide. Sur le sol l'eau s'élève, dans chaque compartiment, à 0<sup>m</sup>,025 au-dessus du bord supérieur de l'ouverture, en sorte que les gaz doivent refouler l'eau pour suivre leur mouvement: il en résulte un contact intime des gaz avec l'eau, très-favorable à la condensation des fumées plombeuses; mais aussi il faut une aspiration d'une très-grande puissance pour forcer les gaz à circuler. Les boues liquides qui restent en suspension dans l'eau sortent continûment par un tuyau, et se rendent dans un grand bassin de dépôt.

Les trois cylindres aspirants et foulants BB ont 2<sup>m</sup>,50 de diamètre; la course des pistons est de 2<sup>m</sup>,20; chacun des pistons fait 9 coups par minute: cette rapidité répond à une aspiration de 297 mètres cubes de gaz par minute; comme les cylindres et les pistons sont en bois, il y a certainement des pertes notables, mais on peut



compter sur au moins 200 mètres cubes de gaz aspirés par minute.

Un grand réservoir A fournit l'eau nécessaire à l'alimentation de la machine à vapeur et à la condensation des fumées dans les chambres C.

Je vais maintenant décrire les opérations successives de la première partie du traitement.

**PREMIÈRE OPÉRATION. — TRAVAIL AU RÉVERBÈRE.** — Les opérations dans les réverbères se succèdent avec une grande régularité, tant que les fours sont en bon état ; dès que les parois sont notablement rongées, ou que la sole est un peu fissurée, la perte en plomb devient très-grande, il faut mettre hors feu pour faire aux fours les réparations nécessaires ; les détails que je vais donner s'appliquent seulement aux fours en très-bon état <sup>1</sup>.

On fait tomber sur la sole la charge de minerai, 1 tonne, contenue dans la trémie ; on l'étend sur le pourtour de la sole, on ouvre toutes les portes et on ferme le registre placé dans le conduit incliné. Le four est très-chaud au moment où la charge est introduite, le minerais est en gros sable ou même en grenailles. — Il décrépite violemment à la première impression de la

<sup>1</sup> Quand on visite les usines à plomb de l'Angleterre, après avoir vu les usines à cuivre du pays de Galles, on est frappé de la différence que présentent les fours : dans les usines à cuivre on tient les fours en activité jusqu'au dernier moment, tant que les briques peuvent tenir ensemble ; au contraire, dans les usines à plomb, tous les fours en activité sont presque neufs. La raison de cette différence est facile à comprendre : dans la métallurgie du cuivre, la plupart des opérations réussissent encore dans des fours dont les parois sont fortement rongées, la consommation du combustible est plus forte, ce qui a peu d'importance en raison du bas prix de la houille ; dans le traitement des minerais de plomb, l'usure des fours a une très-fâcheuse influence sur la réussite des réactions et sur la perte de métal ; on met hors feu dès qu'une petite diminution dans le rendement fait sentir la nécessité des réparations.

chaleur ; il faut éviter l'entraînement des matières fines par les gaz, en arrêtant presque complètement le tirage. Quand le minerai est un peu échauffé, la décrépitation cesse, on ouvre le registre, et l'oxydation du sulfure de plomb se produit avec une grande rapidité. Les portes restent ouvertes, le combustible est chargé sur la grille en quantité strictement suffisante pour que le feu ne s'éteigne pas. Avec ces précautions on produit un grillage très-énergique, à une température assez peu élevée pour qu'il n'y ait pas agglomération du minerai, presque sans consommation de combustible, et en profitant de la chaleur acquise par la sole et les parois du four à la fin de l'opération précédente. Pendant les deux heures que dure cette première période, les ouvriers n'ont à faire que cinq râblages, dont le but est de renouveler les surfaces et de régulariser l'échauffement du minerai.

Après les deux heures d'oxydation, on ferme les portes et on donne un premier coup de feu, dont la durée est d'environ un quart d'heure ; par un brassage énergique on détermine la réaction du sulfure sur l'oxyde et sur le sulfate de plomb. Le métal produit se réunit dans le bassin intérieur, il entraîne une petite quantité de matières solides ou de crasses, qui forment à sa surface une couche peu épaisse, suffisante cependant pour le préserver en partie de la volatilisation.

Quand on ne fait plus couler de plomb par la pression des outils, on ouvre toutes les portes et on recommence, pendant une demi-heure, une nouvelle période de grillage : on donne ensuite un second coup de feu, suivi d'un brassage prolongé, et on continue cette succession de grillages et de coups de feu tant qu'il se produit du plomb, et tant que les matières ne sont pas en fusion pâteuse. La température du four devient de plus en plus élevée ; les matières qui restent sur la sole, après chaque

coup de feu, s'agglomèrent de plus en plus et finissent par entrer en fusion, cinq heures environ après le chargement.

Cette succession de grillages et de réactions, faite très-rapidement sur une charge considérable, ne peut pas donner des résultats aussi favorables que la période correspondante de la méthode carinthienne; cependant avec des ouvriers très-habiles, et dans des fours bien construits, on parvient à retirer 60 pour 100 du plomb contenu dans les minerais; mais cette proportion décroît notablement quand le four est en mauvais état, et surtout quand il est confié à des ouvriers inattentifs ou peu exercés.

Ordinairement cinq heures après la charge toutes les matières contenues dans le four sont réunies dans le bassin intérieur: au fond se trouve le plomb produit, il est surmonté par une faible épaisseur de matte, et celle-ci par des composés ou plutôt par des mélanges de composés fondus, sulfure, oxyde et sulfate de plomb, et par la gangue calcaire entièrement transformée en sulfate de chaux. Ce sont ces mélanges très-complexes qu'on désigne habituellement sous le nom d'*oxysulfures*, désignation très-impropre, comme je l'ai expliqué dans le second chapitre. Le four est à une température supérieure au rouge vif.

A ce moment on ouvre toutes les portes et on procède au traitement des oxysulfures: on jette à la surface des matières fondues une certaine quantité de chaux en poudre; l'abaissement de température produit par l'ouverture des portes, et par le contact de la chaux, détermine la solidification d'une petite épaisseur des matières en fusion; on l'enlève et on l'étend sur la sole; on jette de nouveau un peu de chaux sur le bassin, et on continue jusqu'à ce que la totalité des oxysulfures, solidifiés de cette manière, soit étendue sur la sole; on

ne laisse dans le bassin intérieur que le plomb métallique et la matte, qui le surmonte immédiatement. On ferme alors toutes les portes et on donne un coup de feu, prolongé seulement pendant huit ou dix minutes; on fait ensuite un brassage qui donne une certaine quantité de plomb. Les crasses restent alors sur la sole à l'état d'agglomération poreuse; elles ne peuvent plus entrer en fusion, à cause de l'excès de chaux qui leur a été mélangé. Sur ces crasses on recommence la succession des grillages et des coups de feu, à peu près comme pour les minerais grillés, mais plus rapidement, et en ayant soin d'ajouter un peu de chaux dès qu'on voit se manifester une tendance à la fusion.

La solidification des oxysulfures et le traitement des crasses durent une heure environ; après ce temps, les brassages ne donneraient plus qu'une quantité de plomb presque insignifiante, on retire les crasses par une des portes et à l'aide d'un râble; on fait à la surface de la sole les petites réparations qui peuvent être nécessaires, et on introduit une nouvelle charge.

Pendant qu'elle s'échauffe et qu'elle commence à s'oxyder, on fait couler dans le bassin extérieur le plomb métallique et la matte contenus dans le bassin intérieur. Il reste dans ce bassin une petite quantité de crasses imparfaitement fondues, très-riches en oxyde de plomb. On les traite par de la houille très-menue, en les reportant sur la sole, du côté du pont, sur un espace laissé libre dans l'extension de la nouvelle charge. La chaleur accumulée dans la sole suffit pour faire agir la houille comme réductif sur l'oxyde de plomb, une petite quantité de métal coule encore dans le bassin: il est quelquefois surmonté d'une croûte peu épaisse de crasses oxydées; dans ce cas on répète sur elles le même traitement par la houille menue, et ainsi de suite jusqu'à ce que le bas-

sin intérieur ne contienne plus que du plomb pur. Les dernières crasses sont alors mélangées avec la nouvelle charge en élaboration ; on fait couler le plomb dans le bassin extérieur, et on répare la surface du bassin intérieur.

A l'extérieur du four on a dans le bassin le plomb produit pendant l'opération, et une petite quantité de matte : elle est formée de sulfures de plomb, de fer et de calcium, et sa production est due à l'action exercée par le fer des outils sur les composés du plomb et du calcium, existant dans le minerai ou produits par les grillages.

La matte est bientôt solidifiée, on l'enlève en plaquettes et on la met en dépôt pour la traiter à peu près comme les minerais, mais dans un four séparé, dès que la quantité obtenue est suffisante. Le plomb est ensuite purifié des matières solides qu'il contient encore en suspension, par l'immersion de menues branches de bois, ou même en plongeant, à l'aide d'une cuiller, quelques menus morceaux de houille. Le bouillonnement produit par la décomposition de la matière organique amène les corps solides à la surface. Après un écumage, le plomb est coulé en lingots. Les crasses d'écumage sont jetées dans le réverbère, et rentrent ainsi directement dans le traitement des minerais.

On peut faire à peu près régulièrement 4 charges en vingt-quatre heures dans un réverbère, en brûlant 2 tonnes de houille, et en employant de 160 à 170 kilogrammes de chaux ; on peut compter au plus 300 jours d'activité pour un four dans l'année ; à chaque réparation, il faut brûler une certaine quantité de houille pour la confection de la sole.

*Personnel.* — Le travail que je viens d'indiquer exige 4 ouvriers spéciaux par four et par vingt-quatre heures ;

ils se relèvent de douze heures en douze heures, et sont toujours deux à la fois présents au four; ils alternent à la fin de chaque semaine le poste de nuit et le poste de jour. Les minerais et le combustible leur sont apportés par des manœuvres, ils ne sont chargés que de la conduite des opérations. Ils sont payés à l'entreprise, d'après le poids de minerais traités et la quantité de plomb obtenu; dans les conditions ordinaires, chacun d'eux gagne 4 fr. 50 c. dans un poste de douze heures, soit pour l'élaboration de 2 tonnes de minerai. Les manœuvres sont payés à la journée, 2 fr. 50 c. pour douze heures d'activité; ils sont employés pour les réverbères, pour les fours à manche, pour les fumées, etc., en sorte qu'il serait difficile de dire combien de manœuvres suffiraient aux roullages pour les réverbères seulement. Pour cette raison, je compterai dans les frais spéciaux du travail aux réverbères les 50 manœuvres employés par l'usine, au lieu de chercher à faire entre les diverses opérations une répartition qui serait peu exacte. Les erreurs qui en résulteront pour les frais partiels seront peu importantes, et se compenseront dans le résumé des frais de traitement.

*Produits.* — On obtient deux produits principaux : le plomb d'œuvre ordinairement très-pur; les crasses plombeuses agglomérées ou plutôt solidifiées par la chaux. La volatilisation du plomb, l'entraînement des matières fines pendant le chargement et le travail, n'ont pas une grande importance; on ne juge pas utile de faire passer les gaz sortant des fours dans le grand appareil de condensation; on recueille dans les conduits inclinés, et dans le canal horizontal, une petite quantité de fumées, qui sont traitées en même temps que celles données par les fours à manche. Elles forment un produit tout à fait secondaire dont il est inutile de tenir compte. Quand on répare les fours, on recueille

toujours une certaine quantité de plomb qui s'infiltre dans toutes les fissures, malgré les précautions prises dans la construction des parois et pour la confection des soles; ces lamelles irrégulières sont fondues sur la sole d'un réverbère à la fin d'une opération; leur poids est tellement faible, relativement au nombre de tonnes de minerais traités, qu'on peut le négliger dans l'évaluation des produits utiles obtenus. Les débris de fours et de soles imprégnés de matières plumbeuses sont également obtenus en poids très-faible; on les passe avec les crasses dans les fours à manche; le quartz et l'argile, qu'ils contiennent en forte proportion, servent de fondants à la chaux des crasses plumbeuses.

On retire en moyenne, de 1 tonne de minerai, rendant à l'essai 78 pour 100 de plomb :

63 pour 100, soit 0',630 de plomb d'œuvre, tenant environ 30 grammes d'argent ;

25 pour 100, soit 0',250 de crasses, rendant à l'essai jusqu'à 40 pour 100 de plomb.

On obtient en outre quelques kilogrammes de matte très-riche en plomb, contenant à peu près autant d'argent que les minerais eux-mêmes. On peut admettre que le plomb contenu dans la matte et dans les divers produits secondaires du traitement aux réverbères représente un peu plus de  $\frac{1}{2}$  pour 100 du métal contenu dans les minerais. On voit donc qu'en négligeant ces produits, on obtient de 0',730 à 0',740 de plomb de 1 tonne de minerai, dans laquelle l'essai indiquait 0',780 de métal; il faut bien remarquer que dans le réverbère on n'obtient en lingots que 0',630 de plomb, et que le reste se trouve dans des produits qui doivent être soumis à un nouveau traitement. La perte par volatilisation dans le travail au réverbère est d'environ 6,45 pour 100 du plomb indiqué par l'essai des minerais. Comme l'essai

perd toujours une certaine proportion de plomb, on peut admettre que la perte réelle par volatilisation s'éloigne peu de 8 à 9 pour 100 du métal mis en opération.

*Considérations économiques.* — Le traitement de 21,000 tonnes de minerai donne pour l'année entière 13,230 tonnes de plomb en lingots, et 5,230 tonnes de crasses plumbeuses, pour lesquelles j'admets le rendement moyen de 40 pour 100 à l'essai. Chacun des 18 fours à réverbère est en feu pendant 300 jours environ. Les ouvriers spéciaux font 21,600 postes de douze heures pour l'élaboration des minerais : les réparations aux soles et aux fours emploient 1,440 journées; les manœuvres fournissent 9,000 journées de travail. La consommation de houille s'élève à 41,000 tonnes; on consomme 918 tonnes de chaux; les réparations aux fours, l'usure des outils, les dépenses diverses coûtent 16,200 francs.

D'après ces nombres, le traitement au réverbère de 21,000 tonnes de minerai occasionne les dépenses spéciales suivantes :

|                                        |                            |                                |             |
|----------------------------------------|----------------------------|--------------------------------|-------------|
| Main-d'œuvre                           | Ouvriers spéciaux. ....    | 23,040 journées à 4 fr. 50 c.. | 103,680 fr. |
|                                        | Manœuvres..                | 9,000 — à 2 50 ..              | 22,500      |
| Surveillance.....                      | 600 tonnes à 6 francs....  |                                | 3,600       |
| Houille.....                           | 41,000 — à 6 fr. la tonne. |                                | 66,000      |
| Chaux.....                             | 918 — à 12 — —             |                                | 10,944      |
| Outils, réparations, frais divers..... |                            |                                | 16,200      |
| Dépenses spéciales.....                |                            |                                | 222,924 fr. |

Soit par tonne de minerai :

|                                                 |             |              |
|-------------------------------------------------|-------------|--------------|
| Ouvriers spéciaux.....                          | 41,097..... | 4 fr. 93 c.  |
| Manœuvres.....                                  | 0,429.....  | 1 08         |
| Surveillance.....                               | 0,285.....  | 0 17         |
| Houille ..                                      | 0,524.....  | 3 14         |
| Chaux.....                                      | 0,044.....  | 0 52         |
| Outils, réparations, frais divers.....          |             | 0 77         |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerai.. |             | 10 fr. 61 c. |



La tonne de minerai produit 0<sup>e</sup>,630 de plomb d'œuvre et 0<sup>e</sup>,250 de crasses.

Dans l'année entière, on obtient de 108 à 110 tonnes de matte, dont le traitement occupe un réverbère pendant près d'un mois; les dépenses principales sont les suivantes :

|                                         |                                      |               |
|-----------------------------------------|--------------------------------------|---------------|
| Main-d'œuvre ...                        | 112 journées à 4 fr. 50 c...         | 504 francs.   |
| Houille.....                            | 60 <sup>e</sup> ,00 à 6 francs. .... | 360           |
| Chaux.....                              | 4,50 à 12 — .....                    | 54            |
| Outils, réparations, frais divers. .... |                                      | 84            |
| Dépenses spéciales .....                |                                      | 1,002 francs. |

Il n'y a pas à tenir compte des manœuvres et des surveillants, qui ont été compris dans les dépenses relatives au traitement des minerais. Les 110 tonnes de matte produisent 55 tonnes de plomb d'œuvre, à la teneur de 30 grammes d'argent, et 35 tonnes de crasses plombeuses, ce qui porte le rendement de la première opération, pour les 21,000 tonnes de minerais, à 13,285 tonnes de plomb, et à 5,285 tonnes de crasses. Les dépenses nécessitées par le traitement des mattes, rapportées à la tonne de minerai, s'élèvent seulement à 0<sup>e</sup>,048; il est par suite peu utile de calculer les détails des frais spéciaux pour 1 tonne de minerai, en tenant compte du traitement de la matte, ce calcul est d'autant moins utile que les nombres cités plus haut ne sont qu'approximatifs; ils n'ont pas été relevés sur les registres d'une usine, mais seulement calculés d'après des renseignements verbaux.

SECONDE OPÉRATION. — TRAITEMENT DES CRASSES. — Les crasses provenant des fours à réverbère sont fortement agglomérées, mais très-poreuses; elles contiennent : de la chaux et des oxydes de plomb et de fer; des sulfates de

chaux et de plomb; une très-petite quantité de sulfure de plomb. L'oxyde de fer qu'elles renferment provient presque exclusivement de l'action du fer des outils sur les divers composés du plomb : le fer passe en entier à l'état d'oxyde pendant la dernière partie du travail aux réverbères. En raison de leur très-grande porosité, ces matières ne peuvent être traitées que dans des fours à manche peu élevés; la réduction de l'oxyde de plomb commence nécessairement à une faible distance du gueulard, on ne peut éviter une perte trop forte par volatilisation qu'en fondant avec une grande rapidité : on cherche d'ailleurs à recueillir une grande partie du métal volatilisé, et des matières fines entraînées par la pression du vent, en aspirant tous les gaz et les forçant à passer dans des chambres contenant de l'eau. La disposition des fours à manche et celle des appareils de condensation, paraissent parfaitement adaptées à la nature des matières proposées et à la condensation des vapeurs. L'énorme poids des crasses fondues annuellement permet de faire, pour l'installation et la marche des appareils, des dépenses qui dans une usine moins importante ne seraient pas couvertes par la valeur des fumées recueillies.

Dans les fours à manche on fond les crasses avec les débris de fours et de soles, avec une petite quantité des scories riches de l'opération elle-même, avec les cendres agglomérées retirées des cendriers des réverbères. Ces cendres contiennent beaucoup de silice, un peu d'alumine et d'oxyde de fer, et forment, avec les débris de soles et de fours, un excellent fondant par la chaux que renferment les crasses; dans les cendres se trouvent en outre des escarbilles, qui exercent pendant la fonte une action réductive très-utile.

*Lits de fusion.* — La proportion des matières associées dans les lits de fusion est à peu près constante, on ne

fait varier que le poids des scories riches, toujours produites en quantité variable; elles n'ont qu'une faible influence sur la marche de l'opération, et d'ailleurs la plus grande partie des scories obtenues dans l'allure normale est bocardée et soumise à la préparation mécanique, ce qui dispense et empêche de les fondre au four à manche. La composition la plus ordinaire des lits de fusion est la suivante :

|                                   |       |   |
|-----------------------------------|-------|---|
| Crasses des fours à réverbère...  | 1,000 |   |
| Cendres agglomérées.....          | 200   |   |
| Débris des soles et des fours.... | 132   |   |
| Scories riches .....              | 50    | * |

Comme les crasses ne sont pas très-riches en plomb, on cherche à ne leur ajouter que le moins possible de matières pauvres.

*Travail au four à manche.* — La mise en feu du four à manche ne demande pas beaucoup de précautions, parce que l'épaisseur de la maçonnerie réfractaire, refaite à chaque campagne, n'est pas considérable, une partie des parois étant en fonte. On peut très-bien, en six heures, porter le four à une température assez élevée pour qu'on commence à charger les lits de fusion, et dès le second jour on atteint l'allure normale.

Le chargement est fait comme à l'ordinaire par l'ouverture située au-dessus de la poitrine, les lits de fusion sont contenus dans des bâches en bois, le coke dans des paniers; les matières à fondre sont jetées contre la warme, le coke est chargé contre la poitrine, mais on ne cherche pas à produire deux colonnes séparées à peu près nettement; en raison des faibles dimensions du four, il est impossible de produire et de conserver un nez de dimensions convenables.

La réduction de l'oxyde de plomb est produite par le combustible solide plus encore que par les gaz. On passe

en vingt-quatre heures environ 3,000 kilogrammes de crasses, soit 4,146 kilogrammes des lits de fusion, en consommant environ 500 kilogrammes de coke. Les sulfates de plomb et de chaux des crasses sont décomposés principalement par les matières siliceuses des fondants; l'oxyde de plomb est réduit en partie par les gaz, le reste passe à l'état de silicate; l'oxyde de plomb combiné avec la silice est réduit par le sulfure de fer, par le sulfure de calcium, par le contact des parois métalliques, et par le coke, mais la réduction n'est pas complète, les scories qui coulent à l'extérieur contiennent encore de 5 à 6 pour 100 d'oxyde de plomb combiné: en raison même de cette richesse des scories, il ne se forme pas de matte, on n'obtient que deux produits: du plomb métallique assez pur et des scories. J'ai déjà longuement insisté sur les réactions chimiques des fontes aux fours à manche, et je n'ai pas besoin de revenir sur ce sujet.

Les scories coulent continûment à la surface de la sole en coke, et tombent dans le réservoir extérieur, tandis que le plomb métallique traverse la sole un peu poreuse, et suit l'angle de la plaque de fonte jusque dans le bassin en brasque. La continuité de l'écoulement des produits fondus ne permet pas une séparation nette entre le plomb et les scories; ces dernières contiennent beaucoup de grenailles métalliques; on retire les scories du réservoir, et on les porte à la préparation mécanique; comme elles ont été refroidies très-rapidement, il est très-facile de pulvériser le silicate; par un lavage dans un caisson, on retire aisément toutes les grenailles. On ne réserve pour les lits de fusion que les scories produites pendant les dérangements des fours, et très-riches en oxyde de plomb; celles-là ne sont pas soumises à la préparation mécanique; on les fait couler sur le sol même de l'usine, puis on les casse au marteau en morceaux de la grosseur du

poing, sans chercher à séparer les grenailles de plomb.

Le métal reçu dans le bassin extérieur est, à des intervalles réguliers, puisé à la cuiller et versé dans des lingotières.

La campagne peut durer de quinze jours à trois semaines ; on met hors feu quand les deux côtés sont tellement rongés qu'il faut augmenter beaucoup la proportion du combustible pour obtenir des scories suffisamment fluides ; l'irrégularité du vide intérieur détermine la diminution trop grande de la quantité de plomb obtenu en lingots, et l'augmentation des pertes par volatilisation : les scories retiennent beaucoup de grenailles.

La mise hors feu n'exige aucune précaution spéciale.

*Produits.* — Les grenailles de plomb, retirées des scories par préparation mécanique, sont ajoutées au métal qui coule dans le bassin, et par là on évite l'embarras d'une seconde fusion.

Un four en bonne allure produit en vingt-quatre heures de 1,000 à 1,100 kilogrammes de plomb, presque toujours très-pauvre en argent, et des scories tenant de 5 à 6 pour 100 de plomb après la séparation des grenailles. La perte par volatilisation, indiquée par ces nombres, comparés aux résultats des essais des crasses, est très-faible ; on doit en conclure qu'elle est seulement un peu plus forte que celle faite dans les essais eux-mêmes. Je crois qu'on peut admettre que la perte, dans les essais de matières plumbeuses rendant 40 pour 100, n'est pas inférieure à 20 pour 100 du plomb obtenu en culot, et par suite, qu'on peut évaluer à plus de 300 kilogrammes la quantité de plomb volatilisé dans le traitement des crasses, dans chaque four et en vingt-quatre heures, soit à plus de 500 tonnes pour la fonte des 5,285 tonnes de crasses ; on est bien loin de recueillir la quantité de fumées correspondante dans les appareils de condensation.

Dans une campagne de 16 jours on passe au plus 48 tonnes de crasses, en consommant 13<sup>1</sup>/<sub>2</sub> de coke; chaque four peut faire 15 campagnes dans l'année; il faut donc 8 fours pour le traitement des 5,285 tonnes de crasses produites par les réverbères. Il n'y en a jamais plus de 6 en feu en même temps, 24 fondeurs suffisent à la conduite des fours; les roulages sont faits par les manœuvres, dont j'ai porté toute la dépense au compte des réverbères. La soufflerie occupe en outre 4 ouvriers et brûle 2<sup>1</sup>/<sub>2</sub> de houille en vingt-quatre heures; il est bon d'observer qu'elle fournit aussi le vent au four à manche, qui sert spécialement au traitement des fumées.

*Appareil de condensation.* — La machine à vapeur qui met en mouvement les trois pistons des cylindres aspirants et foulants est maintenue en activité constante, les vapeurs condensées et les matières fines entraînées sont conduites, en suspension dans l'eau, dans un grand bassin, et se déposent sous forme de boues liquides. On les retire de temps en temps et on les laisse égoutter sur les bords du bassin. Quand elles ont pris une certaine consistance, elles sont moulées en briquettes et séchées lentement dans l'atelier du four à manche. Elles sont ensuite fondues, comme les crasses, avec les cendres agglomérées provenant des foyers des fours à réverbère. Les fumées sont composées principalement de carbonate et de sulfate de plomb, et contiennent peu de chaux; elles n'ont pas le même degré d'agglomération que les crasses, et leur traitement est beaucoup plus imparfait, c'est-à-dire que les pertes par volatilisation et par entraînement sont beaucoup plus fortes. Dans une campagne de trois semaines on fond aisément 65 tonnes de briquettes, et on en retire de 30 à 33 tonnes de plomb très-pur et ne contenant pas d'argent; en quatre campagnes on traite toutes les fumées recueillies dans l'année. On retire envi-

ron 125 tonnes de métal, soit un quart du plomb volatilisé aux fours à manche dans la fonte des crasses. La machine à vapeur occupe 3 mécaniciens ou chauffeurs, et brûle environ 540 tonnes de houille dans l'année. La confection des briquettes emploie 2 ouvriers spéciaux; la fonte des fumées emploie 4 fondeurs pendant 4 campagnes, et consomme environ 70 tonnes de coke; il faut de plus un certain nombre de rouleurs pour les transports divers. Ces données permettent de calculer approximativement l'avantage qui résulte de la condensation des fumées.

*Considérations économiques.* — La seconde partie du traitement produit :

|             |                                                         |
|-------------|---------------------------------------------------------|
| Environ.... | 1,850 tonnes de plomb retirées de la fonte des crasses, |
| Et.....     | 120 — données par les fumées;                           |
| En somme..  | 1,970 tonnes de plomb.                                  |

Cette quantité de plomb provient de 5,285 tonnes de crasses qui, d'après les essais par voie sèche, en contiennent plus de 2,100. Le rendement pratique est de 37,3 pour 100, tandis que la teneur indiquée au laboratoire ne dépasse guère 40 pour 100.

C'est un résultat extrêmement favorable, et qui n'est atteint que dans un bien petit nombre d'usines; la perte réelle est cependant encore assez forte, car, en tenant compte de l'inexactitude des essais, on peut admettre que les crasses renferment au moins 2,500 tonnes de plomb, et on n'en retire que 1,970 tonnes. La perte réelle est donc de  $\frac{1}{4}$  environ du plomb contenu dans les crasses, ou de 500 tonnes au moins pour l'année.

Il n'y a pas lieu de tenir compte de la perte en argent, parce que les matières traitées n'en contiennent qu'une très-faible quantité. Le plomb produit peut ordinairement être vendu sans passer au patinsonage.

Les dépenses principales du traitement des crasses et des fumées ne peuvent être séparées très-nettement, cependant il importe de mettre en évidence, au moins approximativement, celles qui se rapportent à la condensation et à la fonte des fumées, afin de pouvoir comparer les frais et les résultats obtenus.

1° Dépenses relatives au traitement de 5,285 tonnes de crasses au four à manche :

|                                                        |                              |                |
|--------------------------------------------------------|------------------------------|----------------|
| Main-d'œuvre spéciale.....                             | 10,080 journées à 4 francs.. | 40,320 francs. |
| Surveillance.....                                      | 720 — à 6 — ..               | 4,320          |
| Coke.....                                              | 1,480 tonnes à 14 — ..       | 20,720         |
| Houille pour la soufflerie..                           | 864 — à 6 — ..               | 5,184          |
| Outils, huile, graisse, réparations, frais divers..... |                              | 25,000         |

Dépenses relatives à la fonte de 5,285 tonnes de crasses... 95,544 francs.

Soit par tonne de crasse :

|                                        |                          |           |
|----------------------------------------|--------------------------|-----------|
| Main-d'œuvre spéciale.....             | 11,907.....              | 7 fr. 628 |
| Surveillance .....                     | 0,136.....               | 0 816     |
| Coke .....                             | 0 <sup>e</sup> ,280..... | 3 920     |
| Houille.....                           | 0,164.....               | 0 984     |
| Outils, réparations, frais divers..... | 0                        | 475       |

Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de crasses.. 13 fr. 841

On retire de la tonne de crasses 0<sup>e</sup>,350 de plomb marchand ou très-pauvre en argent, et 0<sup>e</sup>,050 de fumées riches en plomb.

2° Dépenses relatives à la condensation et au traitement des fumées :

|                                                        |                               |               |
|--------------------------------------------------------|-------------------------------|---------------|
| Main-d'œuvre spéciale..                                | 2,031 journées à 4 francs.... | 8,124 francs. |
| Coke .....                                             | 68 tonnes à 14 — ....         | 952           |
| Houille .....                                          | 540 — à 6 — ....              | 3,240         |
| Outils, huile, graisse, réparations, frais divers..... |                               | 3,000         |

Dépenses relatives à la condensation et au traitement.... 15,316 francs.

On retire 120 tonnes de plomb marchand ; par conséquent les frais spéciaux de la condensation et du traite-



ment des fumées ne s'élèvent pas à 128 francs par tonne de plomb obtenu, et il y a un avantage considérable à opérer comme on le fait dans les usines anglaises.

En faisant la somme de ces deux dépenses partielles, on obtient les frais spéciaux relatifs au traitement des crasses :

|                                |                    |                 |
|--------------------------------|--------------------|-----------------|
| Main-d'œuvre....               | 12,111 journées... | 48,444 francs.  |
| Surveillance.....              | 720 — ...          | 4,320           |
| Coke .....                     | 1,548 tonnes.....  | 21,680          |
| Houille.....                   | 1,404 — . .        | 8,424           |
| Réparations, frais divers..... |                    | 28,000          |
| Frais spéciaux .....           |                    | 110,868 francs. |

Soit par tonne de minerais mis en traitement :

|                                                   |            |           |
|---------------------------------------------------|------------|-----------|
| Main-d'œuvre.....                                 | 0,576..... | 2 fr. 307 |
| Surveillance.....                                 | 0,054..... | 0 206     |
| Coke.....                                         | 0,074..... | 1 036     |
| Houille.....                                      | 0,069..... | 0 400     |
| Réparations, frais divers.....                    | 1 .....    | 333       |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais... |            | 5 fr. 282 |

Le traitement des crasses et des fumées produit, par tonne de minerais, 0<sup>e</sup>,0940 de plomb assez pur pour être vendu, mais pauvre en argent.

En résumé, la tonne de minerais produit :

0<sup>e</sup>,630 de plomb d'œuvre à la teneur d'environ 30 grammes,  
0<sup>e</sup>,094 de plomb pauvre;

En somme.. 0<sup>e</sup>,724 de plomb en saumons.

On obtient donc 0<sup>e</sup>,724 de plomb en saumons livrés à la vente ou à la cristallisation, tandis que les essais indiquent 0<sup>e</sup>,780 de plomb, et que les minerais contiennent réellement 0<sup>e</sup>,810. La perte apparente est donc de 0<sup>e</sup>,056, et la perte réelle dépasse certainement 0<sup>e</sup>,080. Je crois qu'on peut admettre sans grande erreur que la perte réelle en plomb est d'environ 10 pour 100 du métal con-

tenu dans les minerais. Quant à la perte en argent, il est impossible de l'évaluer, parce que les essais ne peuvent pas être faits avec exactitude sur des minerais aussi peu argentifères.

Les frais spéciaux du traitement pour plomb de 1 tonne de minerais sont les suivants :

|                                        |          |            |
|----------------------------------------|----------|------------|
| Main-d'œuvre et surveillance..         | 21,17... | 8 fr. 718  |
| Coke .....                             | 0,074..  | 1 036      |
| Houille.....                           | 0,593..  | 3 558      |
| Chaux.....                             | 0,044..  | 0 520      |
| Outils, réparations, frais divers..... | 2        | 114        |
| Frais spéciaux.....                    |          | 15 fr. 946 |

Ces frais sont beaucoup moins élevés que ceux de la méthode carinthienne, bien que la main-d'œuvre soit beaucoup plus chère en Angleterre ; le traitement est plus complet et la perte en métal est proportionnellement moins grande.

Avant de parler de la méthode suivie dans le Derbyshire pour des minerais moins riches en plomb, il est bon de comparer entre eux le prix d'acquisition des minerais ; les frais de traitement ; la valeur produite et les pertes en plomb.

Les 21,000 tonnes de minerais sont payées..... 7,602,000 francs.

Les frais spéciaux du traitement s'élèvent à environ. 335,000 —

Je ne connais pas exactement les frais généraux des usines anglaises, et je ne chercherai pas à les évaluer même approximativement, il suffira de dire que leur importance est comparable à celle des frais spéciaux.

D'après les essais, les minerais contiennent : 16,580 tonnes de plomb et 4,914 kilogrammes d'argent ; la valeur des deux métaux est de 9,271,000 francs, en comptant le plomb à 500 francs la tonne, et l'argent à 220 francs le kilogramme. Les minerais contiennent réellement un poids plus grand des deux métaux, puis-

qu'il y a toujours des pertes dans les essais. Les 21,000 tonnes de minerais contiennent certainement près de 17,000 tonnes de plomb, et plus de 5,000 kilogrammes d'argent, et la valeur des deux métaux dépasse 9,600,000 francs.

Le traitement produit :

13,285 tonnes de plomb, tenant 30 grammes d'argent  
aux 100 kilogrammes,

Et de plus..... 1,970 tonnes de plomb très-pauvre ;

Soit en somme... 15,255 tonnes de plomb, contenant utilement 4,000 kilogrammes d'argent.

Je veux dire par ce mot *utilement*, qu'on ne peut soumettre à la cristallisation qu'une partie du plomb produit, et que cette partie ne contient pas plus de 4,000 kilogrammes d'argent; la valeur produite par le traitement des minerais pour plomb d'œuvre est seulement de 8,507,500 francs. La perte apparente, ou la différence entre la valeur produite et celle qu'indiquent les essais des minerais, est de 763,500 francs.

La perte réelle est supérieure à 1 million de francs.

L'examen attentif de ces nombres conduit à des conclusions intéressantes : les frais de traitement n'ont qu'une importance secondaire; les directeurs des usines doivent évidemment chercher à les rendre aussi faibles que possible, mais leur attention doit se porter principalement sur la diminution des pertes en métaux, et surtout sur l'achat des minerais; c'est là qu'ils peuvent espérer l'accroissement le plus fort des bénéfices réalisés. Dans le traitement des minerais de plomb plus ou moins argentifères, comme dans celui des minerais de cuivre, la question commerciale domine la métallurgie proprement dite, mais en outre les pertes en métaux peuvent prendre une importance considérable, et sous ce rapport les fondeurs des minerais de plomb se trouvent en pré-

sence de difficultés qui exigent une grande habileté pratique, et dont les fondeurs de minerais de cuivre n'ont pas beaucoup à s'inquiéter.

Méthode  
du  
Derbyshire.

Les minerais traités dans les usines du Derbyshire sont généralement à gangue de sulfate de baryte, ce qui empêche de pousser très-loin l'enrichissement à la préparation mécanique; par cassage et triage on obtient de la galène nettement séparée de la gangue, mais le lavage des matières fines ne peut enlever qu'une partie de la baryte. Les minerais livrés aux usines rendent en moyenne 70 pour 100 de plomb; ils sont aussi pauvres en argent que ceux traités dans le Flintshire; ils ne contiennent aucune gangue métallique, telle que blende, pyrite, sulfure d'antimoine, et leur traitement donne du plomb parfaitement pur.

Les prix des combustibles, des matériaux de construction et de la main-d'œuvre sont à peu près les mêmes dans le Derbyshire et dans le Flintshire; les frais spéciaux du traitement sont aussi élevés, et les conditions commerciales présentent de grandes analogies.

Je ne décrirai pas en détail la méthode suivie dans le comté de Derby, je donnerai seulement la marche générale des opérations.

Les minerais sont d'abord traités au réverbère, ce qui donne à l'état de plomb d'œuvre la majeure partie du plomb et de l'argent. On obtient en même temps des crasses plumbeuses et des scories. Les crasses sont fondues au four à manche et produisent du plomb pur et très-peu argentifère et des scories contenant, comme celles des réverbères, de 5 à 6 pour 100 d'oxyde de plomb.

Les scories des réverbères et celles produites dans l'allure normale des fours à manche sont jetées.

La fonte des crasses plumbeuses au four à manche occasionne une perte assez grande par volatilisation; on

cherche à la diminuer en condensant une partie des fumées, mais la quantité de crasses n'est pas assez considérable pour qu'on installe des appareils de condensation aussi perfectionnés que ceux du Flintshire ; on recueille les fumées dans une série de canaux et de chambres. Ces fumées sont mélangées avec de la houille menue, et leur réduction est faite au réverbère ; elle produit du plomb pauvre et des crasses ; le plomb est livré au commerce, les crasses sont fondues au four à manche, en même temps que celles provenant du traitement des minerais.

**PREMIÈRE OPÉRATION. — TRAITEMENT AU RÉVERBÈRE.** — Les fours ont une disposition analogue et des dimensions à peu près égales à celles des fours du Flintshire ; chacun d'eux est conduit par quatre ouvriers spéciaux qui travaillent deux par deux, par postes de douze heures.

La charge de minerai est seulement de 800 kilogrammes ; elle est introduite par la trémie au moment où l'opération précédente vient d'être terminée, et quand le four est encore à une température très-élevée. On ouvre toutes les portes et on laisse le grillage se faire rapidement, en utilisant la chaleur accumulée dans les parois et dans la sole. Les minerais traités proviennent en général d'exploitations peu profondes et contiennent presque toujours une certaine proportion de plomb carbonaté ; sa présence permet de diminuer un peu la durée de la période d'oxydation ; elle est ordinairement terminée en moins de deux heures.

Après ce temps, la charge est à la température du rouge sombre et ne contient plus qu'une proportion de sulfure de plomb à peine suffisante pour les réactions ultérieures ; on ferme les portes, on donne un coup de feu, suivi d'un brassage énergique qui détermine la réaction à peu près complète du sulfure sur l'oxyde et sur le sulfate de

plomb ; la plus grande partie du métal est obtenue à une température très-basse, à la suite du premier brassage, et presque sans perte par volatilisation.

A la première réaction on fait succéder pendant une heure environ des alternances de grillages, de coups de feu et de brassages.

Trois heures et demie après le chargement le four est au rouge presque vif, le métal produit est réuni dans le bassin intérieur, recouvert d'une faible couche de matte qui le préserve de la volatilisation ; la période des réactions est terminée. Sur la sole restent des crasses demi-fondues, qui contiennent : la gangue barytique inaltérée, du sulfate, de l'oxyde et du sulfure de plomb, retenant une certaine quantité de grenailles qui ne peuvent couler en raison de l'état pâteux de ces matières.

Les crasses sont étendues sur la sole, tout autour du bassin intérieur ; on jette à leur surface 54 kilogrammes de spath-fluor et 146 kilogrammes de calcaire ; on brasse afin de rendre le mélange à peu près intime, et on donne un coup de feu très-fort. La chaux du calcaire ajouté en excès achève la décomposition du sulfure de plomb, sous l'influence des gaz oxydants ; elle forme en outre une certaine quantité de sulfate de chaux, en enlevant de l'acide sulfurique à l'oxyde de plomb ; le plomb métallique se réunit dans le bassin, à mesure que le spath-fluor détermine la fusion des sulfates de baryte, de chaux et de plomb. L'oxyde de plomb se réunit à la matte, et forme une couche assez épaisse, à laquelle on peut donner le nom d'*oxysulfure*, mais qui est en réalité un mélange hétérogène d'oxyde de plomb et de sulfures en fusion à peu près complète.

Dès que toutes les matières contenues dans le four sont bien fondues, on fait sortir avec un râble et par une des portes latérales les fluosulfates, qui, plus légers, re-

couvrent les autres composés; on fait couler le plomb dans le bassin extérieur et on procède à l'élaboration des oxysulfures. On jette à la surface une petite quantité de chaux et de charbon, ce qui produit déjà un peu de plomb métallique par l'action du charbon sur l'oxyde, et en même temps solidifie une petite épaisseur de la matière fondue.

Cette croûte est enlevée et portée sur la sole vers le milieu du four; ce travail est continué jusqu'à ce que tous les oxysulfures soient retirés du bassin. Par un brassage de quelques minutes, on cherche à mélanger la chaux et à la faire agir sur le sulfate et sur le sulfure de plomb; cette action produit encore un peu de métal. On laisse ensuite l'oxydation du sulfure se compléter, et on termine l'opération en jetant un peu de menue houille sur les matières, en brassant et en donnant un fort coup de feu. Les crasses qui restent alors sur la sole contiennent encore du plomb, en partie à l'état d'oxyde, en partie à l'état de sulfate, on les enlève par une des portes et on les met en dépôt pour les fondre au four à manche.

On fait couler le plomb dans le bassin extérieur, on répare la sole, le four est alors prêt à recevoir une nouvelle charge.

Dans le bassin extérieur, le plomb est purifié par un bouillonnement, produit par l'immersion d'une branche de bois vert; il est ensuite écumé, puisé à la cuiller et moulé dans des lingotières.

L'opération entière dure environ six heures; on peut traiter en vingt-quatre heures 5',20 de minerai, en brûlant de 2 tonnes à 2',10 de houille.

*Produits.* — On obtient trois produits principaux: le plomb d'œuvre, les fluosulfates et les crasses plombeuses; et un seul produit secondaire, les débris de soles et de briques, provenant des réparations fréquentes que néces-

sitent les fours, qui doivent toujours être maintenus en parfait état. En saumons de plomb d'œuvre on obtient la majeure partie du plomb contenu dans les minerais, et c'est là le point caractéristique de la méthode du Derbyshire ; grâce à la présence du carbonate de plomb, la première réaction est relativement plus complète que dans le Flintshire ; la première coulée donne 60 pour 100 de plomb pour des minerais qui rendent à l'essai seulement 70 pour 100. Les dernières périodes du traitement au réverbère produisent encore  $2\frac{1}{2}$  et même 3 pour 100 de métal, en sorte que le réverbère donne le rendement très-élevé de 62,5 à 63 de plomb pour 100 de minerai. Chacune des quatre charges de 800 kilogrammes, élaborées dans un four et en vingt-quatre heures, produit de 500 à 505 kilogrammes de plomb.

Les saumons obtenus contiennent presque tout l'argent des minerais ; les scories et les crasses ne retiennent pas une quantité appréciable de sulfure, le plomb produit peut entraîner à peu près la totalité du métal précieux.

Les scories sont des fluosulfates de chaux, de baryte et d'oxyde de plomb ; on cherche à diminuer autant que possible la proportion de la base métallique en ajoutant beaucoup de calcaire en même temps que le spath-fluor ; mais la chaux, même en excès, ne peut déplacer qu'en partie l'oxyde de plomb combiné avec l'acide sulfurique ; les scories contiennent de 5 à 8 pour 100 de plomb ; elles sont jetées, et par suite, le métal qu'elles renferment est perdu ; les scories sont obtenues dans la proportion de 30 pour 100 de minerai, elles retiennent donc par chaque opération de 14 à 15 kilogrammes de plomb, soit environ  $2\frac{1}{2}$  pour 100 du métal accusé par les essais. Au prix de cette perte très-faible on obtient un résultat très-utile, la scorification de toute la gangue barytique et celle d'une partie du sulfate de chaux produit pendant



l'opération ; en d'autres termes, une très-grande simplification dans le traitement des crasses plombeuses au four à manche. Les fluosulfates ne contiennent que très-peu d'argent, au moins dans le cas général du Derbyshire, de minerais peu argentifères.

En les négligeant, on ne fait donc qu'une perte réellement très-faible, celle de 2 1/2 pour 100 du plomb acheté par l'usine. Pour des minerais riches en argent, la méthode en question ne serait plus applicable, parce que les fluosulfates retiendraient une proportion notable d'argent, et leur traitement spécial présenterait des difficultés.

Les crasses plombeuses sont obtenues en très-petite quantité, cela résulte de la conduite de l'opération, qui sépare d'abord à l'état métallique la plus grande partie du plomb, et ensuite à l'état de fluosulfates la totalité de la gangue barytique, et une partie de la chaux ajoutée en même temps que le spath-fluor. Pour une charge de 800 kilogrammes de minerai, après le traitement des oxydes dans le réverbère, il reste au plus 80 kilogrammes de crasses plombeuses, contenant, à l'état d'oxyde et de sulfate, 10 pour 100 de plomb, soit au plus 20 kilogrammes de métal, ou 3,6 pour 100 de plomb accusé par les essais.

D'après ces nombres approximatifs, pour 1 tonne de minerais contenant 0',700 de plomb, d'après les essais par voie sèche, on obtient :

0',650 de plomb d'œuvre, dans lequel presque tout l'argent est réuni ;

0',300 de fluosulfates, contenant 0',025 de plomb ;

0',100 de crasses, contenant 0',035 à 0',056 de métal.

En traitant au four à manche les débris provenant des réparations des fours, on retire une certaine quantité de plomb ; on peut admettre que cette fraction compense à

peu près les pertes faites dans la fonte des crasses au four à manche; dans cette hypothèse, le traitement au réverbère donne 0',666 de plomb par tonne de minerais, et par conséquent on ne perd sur le métal acheté dans les minerais que 0',034, soit par volatilisation, soit par la scorification des gangues. Si l'on veut calculer approximativement la perte réelle, il faut faire une hypothèse sur l'exactitude des essais : admettre, par exemple, que les minerais, dont le rendement est de 70 pour 100, contiennent en réalité 75 pour 100. Dans ce cas, de 750 kilogrammes de plomb contenus dans 1 tonne de minerai, on retire 630 kilogrammes à l'état métallique et 35 kilogrammes dans les crasses ; on perd, par conséquent, 75 kilogrammes de plomb, ou 10 pour 100 du métal contenu dans les minerais, perte qui doit être considérée comme relativement très-faible.

Les résultats seraient certainement beaucoup moins favorables si l'on avait à traiter de la galène à gangue barytique, ne renfermant pas de carbonate de plomb : c'est la présence de ce composé qui permet de donner une grande perfection à la première période des réactions ; dans le traitement de la galène non altérée par les agents atmosphériques, le réverbère ne produirait pas plus de 55 pour 100 de plomb d'œuvre, pour des minerais rendant en moyenne 70 pour 100 à l'essai. Les fluosulfates seraient plus riches en plomb, les crasses seraient en proportion plus forte, et par suite les frais de traitement seraient plus élevés et la perte réelle plus considérable. Pour une raison analogue, si les minerais traités dans le Flintshire étaient partiellement altérés et contenaient du plomb carbonaté, il deviendrait possible d'obtenir au réverbère une proportion plus forte de plomb d'œuvre : les pertes et les frais de traitement seraient plus faibles que ceux indiqués précédemment.

Du reste, les deux méthodes sont fondées essentiellement sur les réactions chimiques des composés oxydés et sulfurés du plomb; elles cessent d'être applicables dès que les minerais contiennent plus de 3 à 4 pour 100 de gangue quartzeuse ou argileuse.

**SECONDE OPÉRATION. — TRAITEMENT DES CRASSES PLOMBEUSES.**

— Les crasses des réverbères sont composées à peu près comme celles du Flintshire, et sont traitées de la même manière au four à manche, avec des matières argileuses et quartzeuses, telles que les cendres ramassées sous les grilles des réverbères : ce traitement n'a rien de particulier, et je n'ai pas à le décrire de nouveau, je dois seulement insister sur le nombre des fours à manche nécessaires pour fondre les crasses dans les deux méthodes. Dans le Flintshire, il ne faut pas moins de 8 fours à manche pour 18 réverbères, et de plus un neuvième est consacré à la fonte des fumées : dans le Derbyshire, les crasses sont produites en quantité beaucoup plus faible : une usine contenant 18 réverbères n'a besoin que de 2 fours à manche pour les crasses et pour les fumées. La comparaison de ces nombres fait comprendre qu'on n'a pas intérêt dans le comté de Derby à installer de vastes appareils de condensation, indispensables dans le Flintshire.

Les crasses rendent au four à manche de 53 à 54 pour 100 de plomb assez pur, très-pauvre en argent ; dans ce rendement, je compte le métal retiré des fumées et des produits secondaires.

En définitive, on retire de 1 tonne de minerais 0',665 de plomb, en perdant seulement 0',055 sur la teneur indiquée par les essais ; la perte apparente est de 5,50 pour 100 du métal contenu dans les minerais. On obtient ce résultat extrêmement favorable en amenant la

majeure partie du plomb à l'état métallique par les réactions faites à très-basse température, dans la première partie du traitement au réverbère : cet avantage résulte de la présence du carbonate de plomb dans les minerais traités. On produit des scories assez riches dans les deux parties du traitement, mais elles sont en quantité relativement très-petite, et on trouve économie à ne pas les traiter, et même à ne pas chercher à les appauvrir davantage.

**B. — Enrichissement du plomb d'œuvre  
par cristallisation.**

Je décrirai cette partie de la métallurgie anglaise en prenant pour exemple le plomb très-pur produit par la méthode du Flintshire, dans l'usine précédemment considérée.

Elle produit dans l'année 13,285 tonnes de plomb à la teneur de 50 grammes d'argent, et de plus 1,970 tonnes de plomb plus pauvre encore, retiré par le traitement au four à manche des crasses et des fumées. Une grande partie de ce plomb pauvre est vendue, on n'en passe au patinsonage qu'une portion assez faible. Je dois chercher surtout à calculer approximativement les frais entraînés par l'ensemble de la méthode, et pour cette raison je ferai une hypothèse, qui s'écarte peu des conditions ordinaires des usines anglaises, qui achètent des plombs d'œuvre plus ou moins riches. Je suppose que l'atelier de cristallisation reçoit :

|                                            |
|--------------------------------------------|
| 13,285 tonnes de plomb pur à 50 grammes.   |
| 715        —        —        à 15        — |

provenant du traitement de 21,000 tonnes de minerais.

L'atelier comprend deux systèmes de 11 chaudières

en fonte, capables de contenir chacune 7,000 kilogrammes de plomb fondu : il occupe 16 ouvriers spéciaux, 2 chauffeurs et 4 manœuvres, dirigés par un contre-maitre très-habile. Les ouvriers sont tous, à l'exception des manœuvres, payés à l'entreprise; ils peuvent gagner pour douze heures de travail, durée ordinaire d'un poste : le contre-maitre, 12 francs; les chefs ouvriers, 6 francs; les aides, 3 francs; les chauffeurs, 4 francs. Les manœuvres sont payés 2 fr. 50 c. par poste de douze heures.

*Matériel.* — La disposition d'un système de 11 chaudières est indiquée dans la figure 15, pl. I, et celle d'une chaudière est représentée dans les figures 9, 10 et 11, pl. I. Les 11 chaudières sont fixées sur une même ligne dans un massif en briques, long de 29 mètres, large de 3<sup>m</sup>,60, élevé de 0<sup>m</sup>,50 au-dessus du sol de l'atelier; sur une ligne parallèle sont placées dans le même massif les 10 petites chaudières destinées au nettoyage des cuillers. En avant sont placés 4 treuils fixes, qui servent, chacun pour 4 chaudières, à la manœuvre des cuillers. Au-dessus de la ligne des chaudières sont fixées 2 longuerines, portant des rails en fer; ils supportent 4 petits chariots auxquels sont fixées les chaînes à crochet, qui servent de point d'appui aux cuillers remplies de cristaux.

La surface du massif est garnie de fortes plaques en fonte : elles servent à préserver les briques du choc des outils, et donnent un support solide aux rebords annulaires des chaudières.

Les chaudières sont de forme hémisphérique; elles ont à l'intérieur 1<sup>m</sup>,30 de diamètre, 0<sup>m</sup>,65 de profondeur; les rebords annulaires ont 0<sup>m</sup>,15; l'épaisseur de la fonte est de 0<sup>m</sup>,03 vers le haut et de 0<sup>m</sup>,05 au fond. Chaque chaudière est placée au-dessus d'un foyer dont les ouvertures sont en arrière du massif : le sol du cen-

drier est à 1<sup>m</sup>,50 en contre-bas du sol de l'atelier. La grille a 0<sup>m</sup>,55 sur 0<sup>m</sup>,60; des plaques de fonte sont placées horizontalement jusqu'à la paroi, et séparent complètement du cendrier l'ouverture destinée au chargement de la houille. Les barreaux sont à 0<sup>m</sup>,60 au-dessous du fond de la chaudière. Les flammes s'épanouissent dans un intervalle de 0<sup>m</sup>,45, ménagé entre les parois en briques et la chaudière elle-même, et limité vers le haut par une plaque annulaire en fonte, épaisse de 0<sup>m</sup>,60, encastrée dans la maçonnerie, et fortifiée par des supports verticaux. Elle sert à porter la chaudière, et en même temps à régulariser le chauffage; elle est placée à 0<sup>m</sup>,50 en contre-bas des rebords annulaires, et présente sur le devant du massif deux ouvertures de 0<sup>m</sup>,50, séparées par un mur en briques de même épaisseur, par lesquelles les flammes entrent dans les deux carnaux *a a* (pl. I, fig. 10) : elles se réunissent dans le rampant horizontal *b*, et sont conduites par le canal *c* dans deux cheminées, placées aux deux extrémités du massif; le rampant a 0<sup>m</sup>,45 sur 0<sup>m</sup>,50; le canal a une section double de 0<sup>m</sup>,30 sur 0<sup>m</sup>,50. Les deux cheminées ont seulement 8 mètres de hauteur; leur section intérieure a 0<sup>m</sup>,60 de côté. Les ouvertures de chargement et celles des cendriers sont fermées par des portes mobiles en tôle, qui permettent d'étouffer presque complètement le feu, quand cela devient nécessaire.

Les petites chaudières qui servent à réchauffer et à nettoyer rapidement les cuillers ont 0<sup>m</sup>,45 de diamètre et 0<sup>m</sup>,45 de profondeur : chacune d'elles est chauffée par un foyer spécial, et les flammes sont conduites par le canal horizontal *c* dans les deux cheminées extrêmes.

*Personnel.* — Le travail n'est fait ordinairement que pendant le jour, et chacun des deux ateliers exige : 4 maîtres, 4 aides, 1 chauffeur et 2 manœuvres. Un seul

contre-maitre suffit très-bien pour les deux ateliers; il doit être capable de faire les essais pour argent des produits nombreux donnés par la cristallisation, afin de pouvoir modifier suivant les besoins les proportions de cristaux retirés des diverses chaudières, et déterminer leur traitement ultérieur. Dans des opérations aussi complexes, l'habileté du contre-maitre peut influer beaucoup sur les résultats obtenus, et pour ce motif il est ordinairement payé très-cher.

*Opération.* — J'ai déjà précédemment insisté sur les détails de l'opération, et je n'aurai besoin de présenter maintenant qu'un petit nombre d'observations. Les deux chaudières  $\alpha$   $\alpha$  sont réservées à l'élaboration du plomb à 50 grammes;  $\beta$ ,  $\gamma$ ,  $\delta$  reçoivent les plombs à 15 grammes, 7<sup>es</sup>, 50, 3<sup>es</sup>, 75; la dernière chaudière  $\epsilon$  sert à la fonte en saumons du plomb pauvre destiné à la vente, et qui contient moins de 2 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

De l'autre côté de la rangée, les chaudières  $b$ ,  $c$ ,  $d$ ,  $e$ ,  $f$  reçoivent les cristaux ou les plombs de plus en plus riches, et dont les teneurs sont approximativement de 60, 120, 240, 480 et 960 grammes. Comme le plomb proposé est très-pauvre en argent, on ne cherche pas à enrichir au delà de 960 grammes le plomb destiné à la coupellation; on attache, au contraire, une très-grande importance à ne livrer à la vente que des saumons très-peu argentifères.

Dans toutes les chaudières, excepté la dernière  $\delta$ , on suit autant que possible la même marche et la même division des produits. La charge est de 7,000 kilogrammes; elle est chauffée rapidement jusqu'à fusion parfaite, puis refroidie en quelques minutes avec de l'eau jusqu'au point auquel la cristallisation commence; à partir de ce moment, 2 ouvriers, 1 maître et 1 aide sont occupés

constamment à l'enlèvement des cristaux. L'aide, armé d'un ringard, détache les croûtes cristallines qui s'attachent aux parois de la chaudière, et brasse presque sans interruption, dans le but de régulariser l'abaissement de la température; il doit faire en sorte que les cristaux prennent naissance dans la masse métallique elle-même, et non pas à la surface ou sur les bords, points où le refroidissement est plus rapide. Il ne quitte le ringard que pour aider le maître dans les manœuvres de force que nécessite l'enlèvement des cristaux.

Le maître ouvrier plonge la cuiller dans le métal fondu quelques minutes avant la formation des cristaux : il la place au fond de la chaudière, puis la promène à la partie inférieure du bain, en cherchant à recueillir les cristaux à mesure qu'ils se forment.

Dès que la cuiller est pleine, il la soulève au-dessus du bain, à l'aide du treuil et d'une chaîne accrochée dans un anneau qui termine le manche : par des saccades répétées, il facilite l'écoulement du liquide entravé par les cristaux ; quand le contenu de la cuiller est convenablement égoutté, ce qui a lieu au bout de deux à trois minutes, la cuiller est soulevée au-dessus du massif à l'aide de la chaîne suspendue à l'un des chariots mobiles sur les rails supérieurs, et le contenu est transporté soit à la chaudière suivante, soit à une place de dépôt auprès de cette chaudière. L'aide reprend de suite son ringard, tandis que le chef ouvrier plonge la cuiller dans la petite chaudière la plus voisine, afin de la réchauffer et de la nettoyer dans du plomb fondu, maintenu à une température un peu plus élevée que celle à laquelle commence la cristallisation. La cuiller est ensuite plongée dans la grande chaudière, et le travail continue jusqu'à ce que les deux ouvriers aient enlevé environ 4,000 kilogrammes de cristaux.



Pour les 1,000 kilogrammes qui se forment ensuite, le travail est encore à peu près le même; la seule différence est que les cristaux enlevés sont déposés sur les plaques de fonte, auprès de la chaudière elle-même; ils ont à peu près la même teneur que le plomb traité, et doivent revenir à la cristallisation dans la même chaudière. L'enlèvement des 2,000 kilogrammes qui restent fondus est fait rapidement à l'aide d'une cuiller pleine, et le métal doit pouvoir être versé directement dans la chaudière consacrée à la cristallisation du plomb d'une teneur deux fois plus forte. Quand cette chaudière n'est pas libre, il faut mettre le métal en dépôt auprès d'elle, et par conséquent ne l'enlever qu'après cristallisation, ce qui augmente la durée du travail dans la chaudière considérée et la peine des ouvriers. Il est donc nécessaire que chaque chaudière ne soit mise en feu qu'autant que celle qui la suit dans la série de l'enrichissement est libre, ce qui est une grave difficulté pour l'organisation régulière du travail de l'atelier.

La durée d'une opération entière, comprenant le chargement, la fusion, le refroidissement et l'enlèvement des cristaux, est d'environ cinq heures, mais les 2 ouvriers ne sont occupés très-activement que pendant la moitié de ce temps; dans un poste de douze heures, ils peuvent vider 4 chaudières; dans chacun des deux ateliers, et avec le personnel indiqué, on peut faire 16 chaudières dans la journée.

Aux deux extrémités de la rangée, le travail est un peu différent. Pour le plomb à 960 grammes, qui reste à chaque opération dans la chaudière *f*, on moule directement en lingots; de l'autre côté en *d* on divise la charge de 7,000 kilogrammes en deux parties seulement: le plomb pauvre est porté dans *e*, où il est refondu et moulé en lingots; le plomb enrichi, à la teneur moyenne

de 7<sup>5</sup><sub>r</sub>,50 environ, est transporté dans  $\gamma$ , autant que possible à l'état fondu.

**TRAITEMENT DES ÉCUMAGES ET DES BALAYURES.** — Les saumons de plomb marchand sont écumés avant la solidification complète du métal; il faut également enlever la croûte très-mince d'oxyde de plomb qui se forme dans chaque chaudière à la surface du métal en fusion; ces matières oxydées, réunies aux balayures des ateliers, qui contiennent beaucoup de plomb métallique, sont fondues dans un réverbère spécial. Ces produits secondaires pèsent environ 400 tonnes pour l'année entière, et pour le traitement des 14,000 tonnes de plomb à 50 et à 15 grammes soumis à la cristallisation. On les fond par charges de 5,000 kilogrammes dans un réverbère chauffé à la houille, et à une température un peu supérieure au rouge sombre; le travail dure à peine un mois et n'occupe pendant ce temps que 5 ouvriers : 4 fondeurs et 1 manœuvre. Les fondeurs sont payés à l'entreprise et gagnent environ 4 francs par poste de douze heures; le manœuvre reçoit 2 fr. 50 par poste.

*Réverbère.* — La disposition du four n'a pas une grande importance, et je ne crois pas utile de la représenter dans les planches. Le foyer a seulement 0<sup>m</sup>,60 sur 0<sup>m</sup>,80; les barreaux de la grille sont à 0<sup>m</sup>,50 au-dessous du pont; ce dernier a 0<sup>m</sup>,45 de longueur, comme dans les grands fours dans lesquels on traite les minerais. Le passage des flammes s'élargit de 0<sup>m</sup>,80 à 1<sup>m</sup>,25, du foyer à la sole; sa hauteur maximum est de 0<sup>m</sup>,25.

La sole est rectangulaire, mais les angles sont légèrement arrondis; sa longueur est de 2<sup>m</sup>,70, sa largeur de 2 mètres; elle est en sable peu réfractaire, aggloméré par un fort coup de feu; elle présente une inclinaison régulière vers l'extrémité opposée au foyer; là elle est creusée de manière à former un bassin capable de con-

tenir tout le plomb produit par l'élaboration d'une charge. Les flammes sortent du four par un rampant qui les conduit à une cheminée peu élevée. Une seule porte, placée à l'extrémité du four, sert au chargement et au travail. Un trou de coulée est ménagé au-dessous de la tablette en fonte, et permet de faire sortir le métal et de le conduire dans un bassin extérieur.

*Opération.* — Sur la sole, et près du pont, on charge environ 3,000 kilogrammes d'écumages et de balayures, mélangés avec 6 pour 100 de houille en menus fragments; on chauffe rapidement jusqu'au rouge sombre, et on favorise l'action réductrice du combustible par quelques brassages; le plomb se réunit dans le bassin intérieur, on fait la coulée dès que l'action de la houille sur l'oxyde de plomb paraît terminée. Les crasses sont enlevées avec un râble et portées aux fours à manche. Dans le bassin extérieur, le plomb est purifié et coulé dans des lingotières. L'ouvrier répare ensuite la surface de la sole et fait un nouveau chargement. Il est possible de faire cinq opérations complètes en vingt-quatre heures, en brûlant 4,50 de houille sur la grille, et en employant environ 1 tonne de menu combustible pour le mélange avec les matières traitées.

*Produits.* — Le seul produit principal obtenu est le plomb métallique; sa teneur en argent est extrêmement variable, en raison même de la nature des matières soumises au traitement.

On doit essayer les lingots produits par les différentes opérations, afin de savoir à quelle chaudière de l'atelier de cristallisation ils doivent être portés. Le plomb obtenu est ordinairement très-pur; dans le cas contraire, il serait facile de le débarrasser des corps étrangers en modifiant un peu l'opération, et en soumettant le plomb réuni dans le bassin intérieur à un rôissage plus ou moins long,

suivant le degré d'impureté du métal. Des 400 tonnes de balayures et d'écumages fondus dans l'année, on retire 240 tonnes de plomb, ce qui diminue beaucoup les pertes en métaux causées par la cristallisation.

Comme produits secondaires, on obtient les crasses simplement agglomérées qui restent sur la sole; les écumages et les bavures du bassin extérieur et de la coulée; et enfin les débris de soles et de briques, donnés par les réparations faites au four à de longs intervalles. Les crasses et les débris des fours sont encore assez riches en plomb pour ne pas être jetés, mais ils ne contiennent pas d'argent; ils sont réen's aux produits analogues fournis par le traitement des minerais; la quantité de plomb qu'on en retire est trop faible pour que j'en tienne un compte spécial.

Les écumages et les bavures sont refondus dans le four lui-même.

*Considérations économiques.* — Les 14,000 tonnes de plomb soumis à la cristallisation renferment, d'après les essais, 4,092<sup>1</sup>/<sub>2</sub> d'argent; on en retire : 598 tonnes de plomb riche, à la teneur moyenne de 960 grammes aux 100 kilogrammes, contenant par conséquent 3.821 kilogrammes d'argent, et 13,400 tonnes de plomb marchand, tenant environ 2 grammes aux 100 kilogrammes, et renfermant 268 kilogrammes d'argent. Indépendamment des pertes en métaux auxquelles donne lieu la coupellation du plomb riche, la cristallisation fait perdre environ :

200 tonnes de plomb, soit 1 1/2 pour 100 du plomb mis en opération.  
271<sup>1</sup>/<sub>2</sub> d'argent, soit 6,60 pour 100 de l'argent indiqué par les essais.

Il faut observer que la perte en argent n'est aussi faible que parce qu'on pousse l'appauvrissement jusqu'à

2 grammes, au lieu de l'arrêter à la teneur de 3<sup>es</sup>,75, adoptée dans la plupart des usines. Il est du reste presque impossible d'arriver à du plomb aussi pauvre, ne rendant à l'essai par coupellation que 2 grammes aux 100 kilogrammes; les pertes que je viens de signaler doivent être considérées comme un minimum, et dans les usines récemment mises en activité, traitant par cristallisation des plombs à 70 grammes, les directeurs doivent s'estimer très-heureux si la perte en argent ne dépasse pas 10 pour 100 du métal accusé par les essais; le plomb livré à la vente contient presque toujours près de 3 grammes d'argent.

Les chiffres que je viens de citer se rapportent d'ailleurs à la perte *apparente*; la perte réelle en argent est certainement bien plus forte, parce que les essais par coupellation font perdre beaucoup d'argent, pour des plombs d'une teneur aussi faible. Je n'ai pas les renseignements nécessaires pour le calcul de la perte réelle, et j'admettrai, dans les considérations économiques, que, dans une usine parfaitement dirigée, on laisse dans les plombs marchands environ 7 pour 100 du métal fin contenu dans les plombs proposés.

Les dépenses spéciales faites pour la cristallisation de 14,000 tonnes de plomb pur, et pour la fonte des 400 tonnes de balayures et d'écumages qui en proviennent, sont :

|                                              |                            |            |
|----------------------------------------------|----------------------------|------------|
| 300 journées de contre-maitre.....           | à 12 fr. 00 c.             | 3,600 fr.  |
| 2,400 — de chefs ouvriers .....              | à 6 00                     | 14,400     |
| 2,400 — d'aides.....                         | à 3 00                     | 7,200      |
| 720 — de chauffeurs et fondeurs. à           | 4 00                       | 2,880      |
| 4,250 — de manœuvres .....                   | à 2 50                     | 3,075      |
| Soit pour la main-d'œuvre et la surveillance | 7,050 journées.....        | 31,155 fr. |
| Bouille.....                                 | 800 tonnes à 6 francs..... | 4,800      |
| Outils, réparations, frais divers.....       |                            | 6,000      |
| Somme des dépenses spéciales.....            |                            | 41,955 fr. |

Soit par tonne de plomb d'œuvre soumis à la cristallisation :

|                                                  |                          |           |
|--------------------------------------------------|--------------------------|-----------|
| Main-d'œuvre et surveillance.....                | 0 <sup>h</sup> ,503..... | 2 fr. 225 |
| Houille.....                                     | 0 <sup>h</sup> ,057..... | 0 543     |
| Outils, réparations, frais divers.....           |                          | 0 429     |
|                                                  |                          | <hr/>     |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de plomb..... |                          | 2 fr. 906 |

La tonne de plomb produit :

0<sup>h</sup>,0284 de plomb riche, à la teneur de 960 grammes.  
0<sup>h</sup>,9570 de plomb marchand.

La cristallisation fait perdre 0<sup>h</sup>,015 de plomb, et 0<sup>h</sup>,020 d'argent; la valeur des métaux perdus est de 11 fr. 90 c., et son importance est quatre fois plus grande que celle des frais spéciaux, même dans l'hypothèse que j'ai faite, qu'on parvient à appauvrir le plomb marchand jusqu'à la teneur de 2 grammes.

Les frais spéciaux et les pertes en métaux, rapportés à la tonne de minerais, sont :

|                                                   |                          |           |
|---------------------------------------------------|--------------------------|-----------|
| Main-d'œuvre et surveillance.....                 | 0 <sup>h</sup> ,556..... | 1 fr. 484 |
| Houille.....                                      | 0 <sup>h</sup> ,058..... | 0 228     |
| Outils, réparations, frais divers.....            |                          | 0 286     |
|                                                   |                          | <hr/>     |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais... |                          | 1 fr. 998 |

Les pertes en plomb et en argent sont de 0<sup>h</sup>,0095 de plomb, et de 12<sup>gr</sup>,94 d'argent, dont la valeur est de 7 fr. 656.

### C. — Couppellation du plomb riche.

Pour cette partie du traitement je suis obligé de faire comme pour la précédente, c'est-à-dire de ne pas décrire le travail réel d'une usine particulière, mais de m'ap-

puyer sur les renseignements pris dans diverses usines pour calculer les frais de traitement du plomb riche, donné par la cristallisation dans l'atelier précédemment considéré. Dans presque toutes les usines anglaises les directeurs achètent, en général très-irrégulièrement, des plombs purs et riches en argent, et les soumettent à la coupellation concurremment avec ceux qui proviennent du pattinsonage. Dans l'ouvrage que je publie, je cherche spécialement à présenter aux ingénieurs les renseignements qui leur sont nécessaires pour comparer entre elles les diverses méthodes suivies en Europe pour le traitement des minerais de plomb argentifères; je dois en conséquence suivre jusqu'au bout l'élaboration des 21,000 tonnes de minerais que j'ai supposé reçus par l'usine.

L'atelier de cristallisation livre à la coupellation 398 tonnes de plomb, à la teneur moyenne de 960 grammes aux 100 kilogrammes; ce plomb provient de la fonte des minerais; j'indiquerai dans le paragraphe suivant qu'on doit en outre soumettre à la cristallisation et à la coupellation une certaine quantité de plomb produit par la révivification des litharges.

La coupellation est divisée en deux parties, comme je l'ai déjà dit précédemment : dans la première on produit du plomb tenant 8 pour 100 d'argent et des litharges; ces dernières sont quelquefois vendues directement, mais le plus ordinairement elles sont révivifiées et produisent du plomb pauvre en argent, mais cependant sa teneur est assez notable; on doit lui appliquer l'enrichissement par la cristallisation; dans la seconde on couple le plomb à 8 pour 100, et on pousse l'oxydation jusqu'à l'éclair; les litharges produites sont toujours révivifiées, et donnent du plomb riche en argent; on trouve encore avantage à le soumettre au pattin-

sonage; quant à l'argent d'éclair, on le raffine dans un four spécial.

*Consistance de l'atelier.* — L'atelier de coupellation contient seulement trois fours : deux d'entre eux, parfaitement pareils, servent aux deux parties de la coupellation; le troisième est beaucoup plus petit et consacré au raffinage de l'argent. Le personnel comprend : 1 chef ou contre-maitre, qui dirige toutes les opérations partielles; 3 chefs de poste; 3 aides; 2 manœuvres, et 2 ouvriers spécialement employés à la confection des coupelles. Le chef d'atelier est payé 5,600 francs par an; les chefs, les aides, les fabricants de coupelle, sont tous payés à l'entreprise, et peuvent gagner de 4 à 6 francs par poste de douze heures. Les manœuvres sont à la journée et reçoivent 2 fr. 50 c. par poste.

*Coupelles.* — Les coupelles sont faites en os calcinés, imprégnés d'une dissolution alcaline; ils sont fortement tassés dans un cadre en fer forgé. Dans les figures 3, 4, pl. II, je donne la coupe verticale et la vue d'en haut d'une coupelle terminée et placée dans son cadre. Le cadre est à peu près elliptique; sa hauteur est de 0<sup>m</sup>,14, son épaisseur de 0<sup>m</sup>,05; ses dimensions horizontales extérieures sont de 1<sup>m</sup>,70 sur 1<sup>m</sup>,15. La base sur laquelle s'appuient les os calcinés est formée par des barres de fer parallèles, épaisses de 0<sup>m</sup>,05, larges de 0<sup>m</sup>,14, espacées de 0<sup>m</sup>,06 à 0<sup>m</sup>,07; elles sont rivées solidement au cadre elliptique. La profondeur laissée pour la coupelle entre les bords supérieurs du cadre et les barres horizontales est de 0<sup>m</sup>,11 seulement.

Les os calcinés, ou plutôt grillés deux fois et broyés, sont imprégnés de 12 à 15 pour 100 de leur poids d'une dissolution alcaline, contenant 2 1/2 pour 100 de carbonate de potasse. On prépare cette dissolution, soit avec de la potasse du commerce, soit avec des cendres de fou-



gères, qui renferment beaucoup de carbonate alcalin. Quand les os sont intimement et bien régulièrement imprégnés, on les tasse fortement dans le cadre en fer, posé sur une aire horizontale et solide; on donne au vide intérieur de la coupelle la forme d'un segment d'ellipsoïde : la profondeur au milieu est de 0<sup>m</sup>,07; les bords supérieurs ont à peu près la forme d'une ellipse, dont les axes sont de 1<sup>m</sup>,50 et 1 mètre. Vers l'extrémité du grand axe, le sommet de l'ellipse est remplacé par une ligne droite : cette partie *a b* (fig. 4) doit former le devant de la coupelle, et recevoir les rainures successives par lesquelles on fait couler les litharges hors du four; le cadre elliptique a de ce côté la forme correspondante, et n'a que 0<sup>m</sup>,09 de hauteur, afin de laisser place à la profondeur des rainures.

*Four de coupelle* (pl. II, fig. 1, 2). — La coupelle est placée sur un chariot en fer, mobile sur des rails, et forme la sole d'un petit four à réverbère, à voûte fixe, chauffé à la houille; l'air nécessaire à l'oxydation du plomb est lancé sous la coupelle par une buse en tôle, placée dans une embrasure, à l'extrémité du grand axe de la sole elliptique.

Le foyer a 0<sup>m</sup>,40 sur 1<sup>m</sup>,20 : les barreaux de la grille sont à 0<sup>m</sup>,35 au-dessous de l'arête du pont, et à 0<sup>m</sup>,65 sous la voûte; le cendrier n'a que 0<sup>m</sup>,70 de hauteur.

Le pont est très-long et va en s'élargissant depuis le foyer jusqu'à la sole : sa longueur est de 0<sup>m</sup>,80 au milieu du four; sa largeur augmente de 1<sup>m</sup>,20 à 1<sup>m</sup>,35; sa surface est inclinée de 0<sup>m</sup>,25 pour 1 mètre; la voûte qui recouvre le passage des flammes présente l'inclinaison correspondante : l'inclinaison est même un peu plus grande, car la hauteur de la voûte au-dessus du pont est de 0<sup>m</sup>,50 auprès du foyer, et de 0<sup>m</sup>,25 auprès de la coupelle.

La sole est elliptique ; le grand axe, parallèle au long côté de la grille, a 1<sup>m</sup>,60 de longueur ; le petit axe n'a que 1<sup>m</sup>,10 ; la voûte est peu élevée ; au milieu du four elle est à 0<sup>m</sup>,55 au-dessus des bords supérieurs de la coupelle. Les flammes sortent par deux rampants horizontaux, écartés de 0<sup>m</sup>,50, et se rendent dans une petite cheminée élevée de 8 mètres, et dont la section intérieure a 0<sup>m</sup>,25 de côté. Les deux rampants ont 0<sup>m</sup>,10 sur 0<sup>m</sup>,20. Ces chiffres indiquent que dans la construction du four on cherche à faire agir presque directement les flammes sur le métal en fusion, et en même temps à n'avoir qu'un tirage très-faible, afin de diminuer les pertes par volatilisation.

La coupelle est portée dans un chariot en fer, mobile sur des rails : le bord supérieur du cadre est à 0<sup>m</sup>,10 au-dessous de l'arête du pont. Le devant du four est ouvert pour laisser place à la manœuvre du chariot ; de ce côté, la maçonnerie supérieure est soutenue par des plaques de fonte, épaisses de 0<sup>m</sup>,05, encastrées dans les deux massifs du pont et de la cheminée.

Les parois intérieures et la voûte sont construites en briques : le massif extérieur est en briques ordinaires, les armatures sont en fonte et en fer.

Le four est percé de 4 ouvertures : l'une au foyer sert au chargement de la houille ; elle est disposée en trémie, et toutes ses faces sont garnies de plaques de fonte ; une seconde, à l'extrémité du grand axe de la sole, est l'embrasure dans laquelle est placée la buse, qui lance de 9 à 10 kilogrammes d'air par minute, à la pression de 0<sup>m</sup>,020 de mercure : l'œil de la buse est à 0<sup>m</sup>,10 au-dessus du bord de la coupelle, et l'inclinaison est telle que le vent va frapper la surface du métal au tiers environ de la longueur du grand axe : cette inclinaison est du reste réglée par le chef de l'atelier.

Les deux autres ouvertures sont sur le devant du four ; une d'elles est située dans l'angle de la cheminée ; elle a 0<sup>m</sup>,25 de côté à l'extérieur et 0<sup>m</sup>,20 à l'intérieur, et peut être fermée à volonté par une porte mobile en tôle : elle sert à l'introduction dans la coupelle du plomb maintenu en fusion dans une chaudière voisine ; ses faces sont toutes garnies de plaques de fonte.

L'ouverture principale, qui sert au travail et à la sortie des litharges, est à l'extrémité du grand axe ; elle a 0<sup>m</sup>,40 à l'extérieur et 0<sup>m</sup>,35 à l'intérieur ; au-dessous on place sur le sol les pots en fonte destinés à la réception des litharges : elle reste ouverte pendant toute l'opération.

*Description du travail.* — Je vais considérer successivement les deux parties de l'opération.

Le four est froid quand on introduit la coupelle, séchée à la température ordinaire pendant au moins vingt-quatre heures ; on met en feu et on chauffe très-progressivement jusqu'à ce que le four soit au rouge sombre : par là on évite les fissures dans la coupelle, on expulse lentement l'eau ; la fusion de l'alcali donne aux os calcinés la consistance qui leur est nécessaire pour supporter, sur une épaisseur aussi faible, la charge de plusieurs quintaux de plomb. Il ne faut pas moins de six heures pour obtenir ce résultat très-important.

La coupelle étant au rouge sombre, on charge à la cuiller, par la porte latérale, 300 kilogrammes de plomb fondu, ce qui remplit le vide intérieur jusqu'aux bords ; on donne le vent et on pousse un peu le feu, de manière à porter le four au rouge presque vif : la litharge se forme immédiatement, et le chef du poste règle le vent de manière que les vagues produites à la surface de la litharge aient encore une hauteur d'environ 0<sup>m</sup>,01 en arrivant sur le devant de la coupelle ; il fait couler ce produit par une rainure peu profonde, en évitant la

sortie du plomb métallique. Il charge du plomb dans la coupelle à mesure que le niveau s'abaisse par l'écoulement de la litharge, maintient le vent et la température stationnaires; et fait remplacer les pots, placés sous la porte de travail, à mesure qu'ils sont remplis. De temps en temps il nettoie la rainure, et quand elle est usée, il en pratique une autre à côté, en bouchant la première avec la terre de coupelle.

Le travail est poursuivi régulièrement jusqu'à ce que la coupelle soit pleine d'un alliage à la teneur de 8 pour 100, c'est-à-dire jusqu'à ce qu'on ait passé 2,500 kilogrammes de plomb : à ce moment on arrête le vent, on puise à la cuiller le métal en fusion, et on le moule dans des lingotières; on procède à un nouveau chargement de 300 kilogrammes; l'opération est continuée jusqu'à ce que le devant de la coupelle ne permette plus de faire de nouvelles rainures pour l'écoulement des litharges, ce qui oblige à terminer cette première partie de la coupellation.

Quand la coupelle a été bien faite et chauffée avec les précautions convenables, on peut passer, en quarante-huit heures, 12,500 kilogrammes de plomb à 960 grammes, en obtenant 1,500 kilogrammes d'alliage à la teneur de 8 pour 100; mais ce nombre peut être considéré comme une limite supérieure qu'atteignent seuls de très-habiles ouvriers.

*Produits.* — On obtient deux produits principaux : le plomb riche et les litharges, et un produit secondaire, les fonds de coupelles, fortement imprégnés d'oxyde de plomb.

Le plomb riche est très-pur et, comme je l'ai dit, à la teneur moyenne de 8 pour 100; les litharges sont en pains de grandes dimensions, et contiennent toujours de fines grenailles de plomb très-riche en argent; leur

teneur moyenne varie entre 15 et 25 grammes; on ne doit donc les vendre que dans les rares circonstances où il est possible d'en obtenir un prix avantageux.

Les fonds de coupelles sont très-riches en plomb et même en argent, ils rendent à l'essai de 50 à 55 pour 100 de plomb à la teneur de 45 grammes; mais leur poids est très-faible relativement à celui du plomb coupellé; une coupelle fortement imprégnée d'oxyde de plomb ne pèse pas plus de 210 kilogrammes. On obtient un poids de litharges à peu près égal à celui du plomb mis en opération, déduction faite du produit métallique obtenu.

Les 598 tonnes de plomb exigent 32 opérations, et produisent :

|                                     |                     |
|-------------------------------------|---------------------|
| 48,50 de plomb riche, contenant.... | 3,720,000 d'argent. |
| 351,00 de litharges — ....          | 70,000 —            |
| 6,50 de fonds de coupelles — ....   | 1,350 —             |

On obtient dans les produits principaux ou secondaires de cette première partie de l'opération, 3,791<sup>k</sup>,35 d'argent; la perte est de 29<sup>k</sup>,65, elle est donc inférieure à 1 pour 100 du métal fin contenu dans le plomb proposé. Si on vendait les litharges au lieu de les révivifier, la perte d'argent serait de 99<sup>k</sup>,65, et dépasserait la proportion de 2 1/2 pour 100; sur le plomb, on perd environ 7 pour 100, indépendamment de la perte inévitable que cause la revivification, dont je parlerai plus loin.

La seconde partie de l'opération est commencée tout à fait comme la première; dans la coupelle, lentement chauffée au-dessus du rouge sombre, on charge 300 kilogrammes de plomb riche, préalablement fondu dans une chaudière voisine; on donne le vent et on fait couler les litharges par une rainure pratiquée sur le devant de la coupelle; le niveau du bain métallique est maintenu à

peu près constant, jusqu'au moment où on a chargé en tout 3,000 kilogrammes de l'alliage à 8 pour 100, soit environ 240 kilogrammes d'argent. A partir de ce moment, on cesse d'ajouter du plomb, et on continue l'oxydation jusqu'à l'éclair, en approfondissant de plus en plus la rainure par laquelle coulent les litharges.

Quand l'éclat momentané de l'argent métallique a disparu, on cesse de chauffer, on arrête le vent et on laisse la coupelle se refroidir lentement, jusqu'à la solidification du métal. Le chariot est ensuite sorti du four, le gâteau est enlevé, nettoyé à coups de marteau, pesé et coupé en morceaux. Il ne reste plus alors qu'à le soumettre au raffinage.

Il s'écoule ordinairement vingt-quatre heures entre le chargement et l'éclair.

L'oxydation est conduite avec plus de lenteur dans cette seconde partie de l'opération que dans la première; on lance moins de vent; cette précaution a pour but de permettre à l'ouvrier de faire couler les litharges en entraînant une moins grande quantité de grenailles; cependant, les litharges sont toujours très-riches en argent, et rendent ordinairement de 110 à 120 grammes d'argent pour 100 kilogrammes de plomb.

Les fonds de coupelles sont moins riches en plomb, mais plus argentifères que ceux de la première partie de l'opération; ils rendent en moyenne 45 kilogrammes de plomb à la teneur de 110 à 120 grammes. On n'en obtient du reste qu'un poids très-faible.

*Produits.* — Pour coupeller les 46<sup>k</sup>,50 d'alliage à 8 pour 100, il faut 16 opérations, qui produisent :

|                                                                                                        |        |   |
|--------------------------------------------------------------------------------------------------------|--------|---|
| 3,698 <sup>k</sup> argent d'éclair, contenant 98,5 pour 100, soit 3,642 <sup>k</sup> ,50 d'argent fin. |        |   |
| 47 <sup>k</sup> ,00 de litharges, à la teneur de 120 grammes. —                                        | 56 ,40 | — |
| 3,10 de fonds de coupelles. .... —                                                                     | 1 ,50  | — |

On obtient dans les produits divers 3,700<sup>k</sup>,4 d'ar-

gent au lieu de 3,720 kilogrammes; la perte d'argent faite dans l'opération elle-même est donc de 19\*,60, soit de 0,53 pour 100 de l'argent contenu dans l'alliage riche soumis à la seconde partie de la coupellation. La perte en plomb est encore d'environ 7 pour 100 du métal mis en traitement.

**RAFFINAGE DE L'ARGENT.** — Le raffinage de l'argent brut se fait dans un four analogue à ceux qui servent aux deux parties de la coupellation, mais un peu plus petit et ne présentant pas d'embrasure pour la buse, attendu qu'il est inutile de lancer du vent sur le métal en fusion. La coupelle est en os calcinés, battus dans un cadre en fer, mais ils ne sont pas imprégnés d'une dissolution alcaline. On cherche à laisser à la coupelle une porosité suffisante pour qu'elle puisse absorber la litharge produite.

**Opération.** — La coupelle, préparée plusieurs jours d'avance, placée sur son chariot porteur, est introduite dans le four complètement refroidi; on chauffe lentement jusqu'au rouge sombre, et à ce moment on charge les morceaux d'argent brut; la charge est de 240 kilogrammes environ. Dès qu'elle a pris la température du four, on pousse le feu jusqu'au rouge vif; l'argent entre en fusion et le plomb s'oxyde lentement par l'excès d'oxygène que contiennent les flammes; la litharge produite est absorbée progressivement par la coupelle; la purification est terminée quand la surface métallique forme un miroir parfait qui réfléchit exactement les détails de la voûte. Quand ce point est atteint, on perce avec précaution la coupelle entre deux des barres qui soutiennent le fond, et on fait couler l'argent dans des lingotières préalablement chauffées. Pour chacune d'elles on évite les pertes par projection, que pourrait produire le rochage au moment de la solidification, en recouvrant la surface libre de la lingotière avec une planche en bois.

L'opération est terminée en six heures et on n'en fait ordinairement qu'une seule dans la journée; on peut cependant éviter l'interruption dans le travail et faire servir une coupelle à l'affinage de plusieurs charges, en puisant l'argent raffiné avec une cuiller en fer pour le verser dans les lingotières. Ce détail a quelque influence sur les frais de l'opération elle-même, mais une importance bien faible sur les dépenses totales de l'usine.

Je supposerai dans les calculs suivants qu'une coupelle ne sert qu'à l'affinage d'une charge.

L'affinage des 3,698 kilogrammes d'argent d'éclair est fait en 16 opérations ou en 16 jours de travail dans l'année entière. Il produit 3,639<sup>k</sup>,85 d'argent fin au titre de 998 millièmes, et 2,000 kilogrammes de fonds de coupelles contenant un peu de plomb et d'argent.

*Considérations économiques.* — La coupellation des 398 tonnes de plomb riche, provenant du traitement de 21,000 tonnes de minerai, donne les produits suivants :

|                                                           |                                  |
|-----------------------------------------------------------|----------------------------------|
| Argent raffiné, au titre de 998 millièmes.....            | 3,639 <sup>k</sup> ,85 d'argent. |
| 398 <sup>k</sup> ,00 de litharges, contenant environ..... | 126 ,40 —                        |
| 9 ,60 de fonds de coupelles, — .....                      | 2 ,85 —                          |

J'admets que toutes les litharges sont passées à la révivification, que les fonds de coupelle rentrent dans le traitement des minerais, et je ne tiens pas compte *maintenant* des pertes en argent qui sont faites dans ces opérations diverses. D'après cela on retire par la coupellation, de 398 tonnes de plomb enrichi contenant 3,821 kilogrammes d'argent : 3,639<sup>k</sup>,85 d'argent livrable au commerce, soit 0,952 du métal fin contenu dans le plomb d'œuvre, et 129<sup>k</sup>,25 d'argent renfermé dans des produits qui sont traités dans des opérations diverses, et dont par suite on ne peut retirer qu'une fraction.

La perte causée par la coupellation seule est de 52 kilogrammes, soit de 0,0156 de l'argent indiqué par les



essais; la valeur de l'argent perdu est de 11,544 francs.

La perte en plomb est d'environ 7 pour 100 dans chacune des deux parties de la coupellation, soit de 31 tonnes, dont la valeur est de 15,500 francs. On peut donc évaluer à 27,000 francs environ la valeur des métaux perdus dans la coupellation seule, indépendamment des pertes qui sont inévitables dans le traitement des litharges et des fonds de coupelles. Je erois pouvoir négliger celles qui résultent de la fusion des fonds de coupelles, mais j'indiquerai tout à l'heure celles qui proviennent de la révivification des litharges.

Les dépenses spéciales nécessitées par la coupellation et par le raffinage de l'argent sont :

|                                        |                |                 |                       |
|----------------------------------------|----------------|-----------------|-----------------------|
| Chef d'atelier.....                    |                |                 | 3,600 francs.         |
| Chefs ouvriers.....                    | 224 journées à | 6 fr. 00 c.     | 1,344                 |
| Aides.....                             | 224 — à        | 4 00            | 896                   |
| Mauœuvres.....                         | 272 — à        | 2 50            | 680                   |
| Préparation de coupelles.              | 128 — à        | 4 00            | 512                   |
| Houille.....                           | 95,00 à        | 6 fr. 00 c..... | 570                   |
| Os calcinés.....                       | 6,40 à         | 300 00 .....    | 1,920                 |
| Potasse.....                           | 0,24 à         | 200 00 .....    | 48                    |
| Outils, réparations, frais divers..... |                |                 | 1,500                 |
| Dépenses spéciales.....                |                |                 | <u>11,070 francs.</u> |

Ainsi, pour la coupellation, la valeur des métaux perdus dépasse de beaucoup les frais spéciaux de l'opération, et par suite l'attention du chef de l'atelier doit être dirigée principalement sur les moyens de diminuer les pertes, bien plus encore que sur les économies de combustible et de main-d'œuvre.

Rapportés à la tonne de plomb d'œuvre, les frais spéciaux de la coupellation sont les suivants .

|                                                        |            |                   |
|--------------------------------------------------------|------------|-------------------|
| Main-d'œuvre et surveillance.....                      | 21,88..... | 17 fr. 668        |
| Houille.....                                           | 0,259..... | 1 454             |
| Os calcinés et potasse.....                            | 0,016..... | 4 940             |
| Outils, réparations, frais divers.....                 |            | 3 770             |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de plomb d'œuvre... |            | <u>27 fr. 812</u> |

Ces frais sont très-élevés et peuvent être diminués de 9 francs, quand le directeur de l'usine se charge de la surveillance; dans cette hypothèse, la coupellation de 1 tonne de plomb d'œuvre exige seulement 21,43 de main-d'œuvre, et les frais spéciaux sont abaissés à 18',767.

Pour comparer la méthode anglaise aux procédés suivis dans les usines du continent, il est utile de connaître les frais spéciaux de la coupellation rapportés : 1° à la tonne de plomb produit par la fonte des minerais; 2° à la tonne des minerais traités; je donne ces calculs dans le tableau suivant :

|                                        |                      |           |           |                      |
|----------------------------------------|----------------------|-----------|-----------|----------------------|
| Main-d'œuvre et surveillance.          | 0,082...             | 0 fr. 502 | 0,054.... | 0 fr. 535            |
| Houille.....                           | 0,0068..             | 0 041     | 0,0045... | 0 027                |
| Os calcinés et potasse.....            | 0,00047.             | 0 140     | 0,00051.. | 0 094                |
| Outils, réparations, frais divers..... | 0                    | 107       | .....     | 0 071                |
| Frais spéciaux {                       | a 1 tonne de plomb à |           | {         | à 1 tonne de         |
| rapportés. {                           | 30 grammes.....      | 0 fr. 790 |           | minerais.. 0 fr. 531 |

Je complète ces renseignements par l'exposé des pertes en métaux, plomb et argent, rapportées à la tonne de plomb riche, de plomb à 30 grammes et de minerais.

Pour 1 tonne de plomb enrichi par la cristallisation, on perd :

|                                         |              |
|-----------------------------------------|--------------|
| 0,070 de plomb, dont la valeur est de.. | 35 fr. 00 c. |
| 0,454 d'argent.....                     | 29 08        |
| Valeur des métaux perdus.....           | 64 fr. 08 c. |

Pour 1 tonne de plomb à 30 grammes, donné par le traitement des minerais, on perd :

|                            |             |
|----------------------------|-------------|
| 0,002 de plomb.....        | 1 fr. 00 c. |
| 0,0057 d'argent.....       | 0 82        |
| Valeur des métaux perdus.. | 1 fr. 82 c. |

Pour 1 tonne de minerais soumis au traitement, les pertes sont de :

|                                     |           |
|-------------------------------------|-----------|
| 0 <sup>g</sup> ,0013 de plomb.....  | 0 fr. 665 |
| 0 <sup>g</sup> ,00247 d'argent..... | 0 540     |
| Valeur des métaux perdus...         | 1 fr. 205 |

Ces nombres suffisent pour mettre en évidence l'avantage de la méthode : les pertes en métaux, très-fortes quand on les rapporte à la tonne de plomb riche soumis à la coupellation, deviennent très-faibles pour la tonne de minerai ou de plomb pauvre.

#### D. — Révivification des litharges.

Le poids des litharges produites dans les deux parties de la coupellation est de 598 tonnes, ou égal au poids du plomb riche mis en opération : elles contiennent 126<sup>g</sup>,40 d'argent, mais la teneur est bien différente pour celles qui proviennent de l'enrichissement du plomb d'œuvre, et pour celles qui sont obtenues pendant l'oxydation de l'alliage à 8 pour 100. Une partie des premières peut être vendue, tandis que les dernières doivent toujours être révivifiées. Je suppose, pour fixer les idées et pour permettre le calcul des frais de traitement, que toutes les litharges sont réduites, et que le plomb produit revient à la cristallisation. On traite séparément les deux classes de litharges, parce qu'elles donnent des plombs de teneurs très-différentes, qui sont portés aux chaudières correspondantes.

La révivification se fait du reste de la même manière pour les deux classes : les litharges sont grossièrement pulvérisées, mélangées avec 10 pour 100 de houille

maigre en très-petits morceaux, et chauffées au rouge sombre dans un grand four à réverbère; la plus grande partie de l'oxyde de plomb est réduite, et le plomb entraînant tout l'argent, se réunit dans un bassin ménagé dans la sole auprès de la porte de travail. Il reste sur la sole elle-même des crasses agglomérées, encore riches en plomb, elles sont enlevées à l'aide d'un râble, et sont ensuite portées aux fours à manche : le plomb est puisé à la cuiller et moulé dans des lingotières.

*Consistance de l'atelier.* — Un seul réverbère suffit aisément au travail des 398 tonnes de litharges; la révivification est placée sous la surveillance du contre-maitre de la coupellation, et n'occupe les ouvriers que pendant 33 ou 34 jours dans l'année : il faut pour conduire le four 2 ouvriers, 2 aides et 2 manœuvres. Les ouvriers et les aides sont payés à tant par tonne de litharges traitées, et peuvent gagner 4 et 3 francs par poste de douze heures; les manœuvres reçoivent toujours 2<sup>f</sup>,50 pour douze heures de travail.

*Réverbère* (pl. II, fig. 5, 6). — Le réverbère servant à la révivification présente à peu près la même disposition que les fours d'affinage du cuivre. Le foyer a 1<sup>m</sup>,20 sur 0<sup>m</sup>,70; la grille est placée à 0<sup>m</sup>,66 au-dessous de l'arête du pont, et à 1<sup>m</sup>,10 au-dessous de la voûte; le cendrier a 1<sup>m</sup>,35 de profondeur.

Le pont a 0<sup>m</sup>,45 de longueur; sa largeur augmente, du foyer à la sole, de 1<sup>m</sup>,20 à 1<sup>m</sup>,80; la hauteur du passage des flammes est de 0<sup>m</sup>,40.

La sole a la forme elliptique, tronquée d'un côté par le pont, de l'autre par les parois de la porte de travail; ses dimensions principales sont : longueur, 3<sup>m</sup>,50; largeur, 2<sup>m</sup>,30; auprès du pont, la largeur est de 1<sup>m</sup>,80; auprès de la porte de travail, elle n'est que de 1 mètre.

Les parois sont percées de trois ouvertures; deux sont

placées en regard l'une de l'autre au milieu des deux longs côtés : elles servent principalement au chargement des litharges et à l'enlèvement des crasses ; elles ont 0<sup>m</sup>,35 à l'intérieur, 1 mètre à l'extérieur, et leurs parois sont garnies de plaques de fonte qui préservent les briques du choc des outils ; elles sont fermées par des portes en briques réfractaires, maintenues dans des cadres en fer, et mobiles dans des rainures. La troisième ouverture est placée à l'extrémité de la sole ; elle sert au travail pendant l'opération et à la coulée du plomb : sa largeur est de 0<sup>m</sup>,35 ; sa hauteur augmente de 0<sup>m</sup>,20 à 0<sup>m</sup>,35 de l'intérieur à l'extérieur, ses parois sont également garnies de plaques de fonte ; deux forts crochets, fixés sur les côtés et à l'extérieur, reçoivent une barre mobile, sur laquelle on appuie pendant le travail les outils en fer, nécessairement très-longs. Elle est fermée par une porte mobile en terre réfractaire, armée d'un cadre en fer.

La sole elle-même est faite en sable ferrugineux, battu fortement et aggloméré par un violent coup de feu. Elle repose sur des plaques de fonte, et celles-ci sur une voûte en briques. La surface commence à quelques centimètres au-dessous du pont, et présente une inclinaison régulière de 5 à 6 degrés vers la porte de travail ; de ce côté, elle est un peu creusée et forme un bassin capable de contenir la totalité du plomb métallique produit par une charge. L'arête de la voûte est élevée de 0<sup>m</sup>,45 à 0<sup>m</sup>,60 au-dessus de la sole ; les flammes sortent par un rampant incliné, dont l'ouverture est tout près de la porte de travail ; la section du rampant a 0<sup>m</sup>,30 sur 0<sup>m</sup>,40 ; il communique directement avec une cheminée, haute de 10 mètres, et dont la section intérieure est un carré de 0<sup>m</sup>,60 de côté.

Les parois du foyer et du four, la voûte, le pont et le

rampant sont construits en briques réfractaires : cette construction est entourée d'un massif en briques ordinaires, maintenu par des armatures en fonte et en fer. Je n'ai pas jugé nécessaire de représenter sur les figures la disposition des armatures, et l'intervalle de 0<sup>m</sup>,05 environ qui est laissé entre les briques réfractaires et les briques ordinaires. Au milieu du pont, on place une plaque de fonte verticale, destinée à empêcher l'infiltration du plomb métallique vers le foyer : elle est cependant moins nécessaire que dans les fours employés pour le traitement des minerais.

*Opération.* — Toutes les litharges produites dans l'année sont traitées en une seule campagne, dont la durée ordinaire est de 53 jours ; après chaque opération, les ouvriers font à la surface de la sole les petites réparations qui peuvent être nécessaires, mais on n'a pas besoin d'interrompre le travail pour des réparations sérieuses ; elles sont faites à loisir dans l'intervalle de deux campagnes. Les opérations se suivent avec une grande régularité, et je n'en décrirai qu'une seule.

La charge est préparée d'avance par les deux ouvriers présents au four, auxquels les deux manœuvres apportent toutes les matières : elle est divisée en deux parties égales, étalées sur le sol de l'atelier devant les deux portes latérales. Elle se compose de 5 tonnes de litharges, pulvérisées en gros sable, mélangées avec 0<sup>t</sup>,30 de houille maigre et menue.

Dès que la sole a été réparée, le four étant encore à la température du rouge sombre, la charge est introduite à la pelle par les deux ouvriers, et ensuite étendue régulièrement sur la sole, entre le pont et le bassin. On ferme de suite les portes, et on pousse le feu en maintenant sur la grille une épaisseur de houille assez grande pour que les flammes soient peu oxydantes ; il faut un

temps assez long pour que la charge s'échauffe jusqu'au rouge sombre, température qui ne doit pas être dépassée. La réduction d'une grande partie de l'oxyde de plomb est faite par les gaz produits par la distillation lente de la houille mélangée avec la litharge; les ouvriers n'ont à travailler avec des râbles que vers la fin de l'opération, quatre heures et demie après le chargement, alors que l'action du gaz étant à peu près terminée, il devient utile de brasser un peu fortement les matières pour faire agir le réductif par contact : à ce moment, le feu est rendu un peu plus actif, mais cependant la température n'est pas élevée beaucoup au-dessus du rouge sombre.

Le coup de feu et le brassage ne durent pas plus d'une demi-heure; cinq heures après le chargement, on admet que tout le plomb métallique, qu'il est possible d'obtenir, est réuni dans le bassin; il reste sur la sole des crasses imparfaitement fondues, qui sont composées principalement des cendres de la houille mélangée, combinées en partie avec l'oxyde de plomb. On les enlève par une des deux portes latérales et on procède à la coulée du plomb. Pour ce travail assez pénible, les deux manœuvres viennent en aide aux deux ouvriers spéciaux; le foyer est disposé de manière que le tirage soit presque nul, le four se refroidit peu à peu jusqu'au rouge sombre pendant le temps très-long nécessaire à la coulée. Chaque homme vient puiser le plomb avec une cuiller en fer à long manche, et verse le contenu dans les lingotières en fonte, rangées sur le sol de l'atelier à une petite distance du four. A mesure que le métal est solidifié dans les moules, on les renverse pour faire tomber les saumons sur le sol de l'atelier.

Il faut environ une heure pour puiser à la cuiller et mettre en saumons les 2,70 de plomb, que donne ordinairement une charge de 3 tonnes de litharges.

Dès que la coulée est terminée, le chef ouvrier répare la sole, et le four est prêt à recevoir un nouveau chargement. Une opération entière dure environ six heures; avec des ouvriers actifs, on peut passer 4 charges, soit 12 tonnes de litharges, en vingt-quatre heures, en brûlant dans le foyer 4<sup>1</sup>/<sub>4</sub> de houille; pour traiter les 398 tonnes de litharge, il faut 33 jours d'activité.

*Produits.* — Les litharges rendent de 89 à 90 pour 100 de plomb, dont la teneur en argent varie de 15 à 125 grammes; le métal est parfaitement pur et peut être porté directement à la cristallisation. On obtient en outre 5 pour 100 de crasses, rendant de 45 à 50 pour 100 de plomb à l'essai, et ne contenant pas d'argent. Elles sont fondues au four à manche en même temps que les résidus provenant du traitement des minerais: leur quantité est trop faible pour que j'en tienne compte dans les calculs suivants. Je négligerai de même le plomb contenu dans les débris des soles et des briques, obtenus dans les grandes réparations du four.

Les 398 tonnes de litharge produisent 355 tonnes de plomb, dont la teneur moyenne est de 31 grammes, et diffère par conséquent très-peu de celle du plomb produit par le traitement des minerais eux-mêmes.

*Considérations économiques.* — Les dépenses spéciales entraînées par la révivification des litharges sont les suivantes:

|                                                              |               |
|--------------------------------------------------------------|---------------|
| Main-d'œuvre (ouvriers et manœuvres). 198 journées.....      | 627 francs.   |
| Houille pour chauffage et mélange.... 101 tonnes à 6 francs. | 606           |
| Outils, réparations, frais divers.....                       | 200           |
| Dépenses spéciales.....                                      | 2,433 francs. |

Soit par tonne de litharge, de laquelle on retire 0<sup>1</sup>/<sub>4</sub>,890 de plomb à 31 grammes:



|                                            |                          |           |
|--------------------------------------------|--------------------------|-----------|
| Main-d'œuvre.....                          | 0 <sup>l</sup> ,50.....  | 1 fr. 573 |
| Houille.....                               | 0 <sup>l</sup> ,254..... | 1 524     |
| Outils, réparations, frais divers.....     | 0                        | 503       |
| Frais spéciaux pour 1 tonne de litharge... |                          | 5 fr. 600 |

La perte en plomb est d'environ 4 pour 100, soit de 40 kilogrammes par tonne de litharge ; sa valeur est de 20 francs ; elle est encore de beaucoup supérieure aux frais de l'opération.

Les 355 tonnes de plomb produit par la révivification sont portées à l'atelier de cristallisation. Comme la teneur moyenne est à peu près égale à celle du plomb retiré des minerais, je peux prendre les chiffres cités dans les paragraphes précédents pour servir de base aux calculs des frais et des produits relatifs à ces 355 tonnes.

A la cristallisation, on obtient 10<sup>l</sup>,50 de plomb riche à 960 grammes, et 340 tonnes de plomb marchand à la teneur de 2 grammes. On perd 4<sup>l</sup>,50 de plomb et 2<sup>l</sup>,45 d'argent ; la coupellation de 10<sup>l</sup>,50 de plomb enrichi donne 95 kilogrammes d'argent, et 10<sup>l</sup>,50 de litharges à diverses teneurs, sans compter un poids négligeable de fonds de coupelles, qui sont fondus au four à manche en même temps que les crasses et les résidus divers.

Les 10<sup>l</sup>,50 de litharges sont passées à la révivification au réverbère, elles donnent environ 9<sup>l</sup>,35 de plomb à la teneur moyenne de 31 grammes ; ce plomb revient à l'atelier de cristallisation, et on en retire encore 9 tonnes de plomb pauvre et quelques kilogrammes d'argent. Il est du reste inutile de suivre plus loin les produits successifs de cette partie du traitement. Je peux admettre, sans erreur notable, que les 355 tonnes de plomb, produites par la révivification des litharges, donnent 350 tonnes de plomb marchand et 100 kilogrammes d'argent raffiné. Les dépenses spéciales auxquelles donne lieu le

traitement des 355 tonnes et des produits successifs sont approximativement les suivantes :

|                                        |               |               |
|----------------------------------------|---------------|---------------|
| Main-d'œuvre.....                      | 215 journées. | 1,010 francs. |
| Houille.....                           | 23 tonnes.... | 158           |
| Outils, réparations, frais divers..... |               | 258           |
| Frais spéciaux du traitement.....      |               | 1,406 francs. |

Soit, par tonne de litharges :

|                                                    |            |           |
|----------------------------------------------------|------------|-----------|
| Main-d'œuvre.....                                  | 0,54.....  | 2 fr. 640 |
| Houille.....                                       | 0,058..... | 0 548     |
| Outils, réparations, frais divers.....             |            | 0 650     |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de litharges... |            | 3 fr. 658 |

La tonne de litharges donne en définitive 0<sup>e</sup>,879 de plomb marchand et 0<sup>e</sup>,251 d'argent raffiné : les pertes sont de 0<sup>e</sup>,050 de plomb et 0<sup>e</sup>,069 d'argent ; les frais spéciaux de la révivification et du traitement des produits sont les suivants :

|                                      |           |           |
|--------------------------------------|-----------|-----------|
| Main-d'œuvre.....                    | 1,04..... | 4 fr. 115 |
| Houille.....                         | 0,312.... | 1 872     |
| Outils, réparations, frais divers .. | 1 155     |           |
| Frais spéciaux.....                  |           | 7 fr. 158 |

La valeur des métaux perdus dépasse 40 francs.

Il est curieux de calculer les frais de traitement des litharges, rapportés à la tonne de minerais et à la tonne de plomb argentifère produit par leur réduction ; ces frais spéciaux sont consignés dans le tableau suivant :

|                                        |         |                        |           |                                    |
|----------------------------------------|---------|------------------------|-----------|------------------------------------|
| Main-d'œuvre.....                      | 0,0295. | 0 fr. 117              | 0,0197..  | 0 fr. 078                          |
| Houille.....                           | 0,0088. | 0 052                  | 0,0059..  | 0 054                              |
| Outils, réparations, frais divers..... | 0 035   |                        |           | 0 022                              |
| Frais spéciaux rapportés {             |         |                        |           |                                    |
|                                        |         | à 1 tonne de plomb.... | 0 fr. 202 | { à 1 tonne de minerais. 0 fr. 154 |

Les valeurs correspondantes des métaux perdus sont respectivement de :

1 fr. 158 ..... 0 fr. 771

Le traitement des 14,000 tonnes de plomb d'œuvre produit en définitive :

Plomb marchand. 15,750 tonnes. Argent raffiné. 3,740 kilogrammes.

Les quantités des métaux perdus sont :

Plomb.... 250 tonnes.  
Argent... 352k,75.

Soit :

1,80 pour 100 du plomb.  
8,40 — de l'argent.

On perd par tonne de plomb d'œuvre :

Plomb.... 0t,018  
Argent.... 0k,025

Les frais spéciaux du traitement sont les suivants :

|                                        |                |                |
|----------------------------------------|----------------|----------------|
| Main-d'œuvre et surveillance....       | 8,641 jours .. | 59,824 francs. |
| Houille.....                           | 1,019 tonnes.. | 6,114          |
| Coupelles.....                         |                | 1,908          |
| Outils, réparations, frais divers..... |                | 7,958          |

Frais spéciaux du traitement..... 55,864 francs.

Soit, par tonne de plomb d'œuvre :

|                                                        |              |           |
|--------------------------------------------------------|--------------|-----------|
| Main-d'œuvre et surveillance.....                      | 0t,614.....  | 2 fr. 844 |
| Houille.....                                           | 0s,0728..... | 0 455     |
| Coupelles.....                                         |              | 0 140     |
| Frais divers.....                                      |              | 0 569     |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de plomb d'œuvre... |              | 3 fr. 988 |

TOME II.

La tonne de plomb d'œuvre contient :

|             |          |
|-------------|----------|
| Plomb.....  | 1 tonne. |
| Argent..... | 0k,292   |

On en retire :

|             |        |
|-------------|--------|
| Plomb.....  | 0k,982 |
| Argent..... | 0k,267 |

Les détails dans lesquels je suis entré, au sujet des frais spéciaux et des pertes faites dans les opérations successives, permettent de comparer la méthode anglaise avec les procédés suivis en Allemagne, et montrent en même temps l'importance relative des diverses parties du traitement. Il ne me reste plus à présenter qu'un résumé succinct des produits, des pertes et des dépenses spéciales, relatifs au traitement complet de 21,000 tonnes de minerais, et à donner le même calcul pour une tonne de minerai.

RÉSUMÉ. — L'usine reçoit 21,000 tonnes de minerais, dans lesquelles les essais indiquent la présence de 16,380 tonnes de plomb et de 4,914 kilogrammes d'argent, et qui sont payées 362 francs par tonne, soit 7,600,000 francs.

On obtient comme produits définitifs :

|                                                         |                   |
|---------------------------------------------------------|-------------------|
| 15,005 tonnes de plomb marchand, dont la valeur est de. | 7,502,500 francs. |
| et 3,739k,85 d'argent raffiné.....                      | 830,246           |
| Valeur produite.....                                    | 8,332,746 francs. |

On perd par conséquent :

|                                                 |                 |
|-------------------------------------------------|-----------------|
| 1,375 tonnes de plomb, dont la valeur est de... | 687,500 francs. |
| et 1,174 kilogrammes d'argent.....              | 260,628         |
| Valeur des métaux perdus.....                   | 948,128 francs. |

En comparant ces pertes à la teneur des minerais, telle que l'indiquent les essais, on voit qu'on perd dans le trai-

tement 8,39 pour 100 du plomb et près de 24 pour 100 de l'argent.

Les dépenses principales nécessaires pour atteindre ces résultats sont les suivantes :

|                                        |                  |                 |
|----------------------------------------|------------------|-----------------|
| Main-d'œuvre et surveillance....       | 54,082 journées. | 222,368 francs. |
| Houille.....                           | 13,425,00 .....  | 80,538          |
| Coke .....                             | 1,548,00 .....   | 21,672          |
| Chaux.....                             | 922,00 .....     | 10,044          |
| Os calcinés et potasse.....            | 6,68 .....       | 1,968           |
| Outils, réparations, frais divers..... |                  | 52,158          |
| Frais spéciaux du traitement.....      |                  | 389,648 francs. |

Soit, par tonne de minerai :

|                                                   |             |            |
|---------------------------------------------------|-------------|------------|
| Main-d'œuvre et surveillance.....                 | 2,571 ..... | 10 fr. 589 |
| Houille.....                                      | 0,639 ..... | 5 834      |
| Coke .....                                        | 0,074 ..... | 1 032      |
| Chaux.....                                        | 0,045 ..... | 0 521      |
| Os calcinés et potasse.....                       | 0,033 ..... | 0 094      |
| Outils, réparations, frais divers.....            |             | 2 484      |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerai.... |             | 18 fr. 554 |

On retire de la tonne de minerai :

|                                           |                                  |               |
|-------------------------------------------|----------------------------------|---------------|
| Plomb.....                                | 0,715, dont la valeur est de.... | 357 fr. 50 c. |
| Argent.....                               | 0,178 — ....                     | 39 50         |
| Valeur retirée de 1 tonne de minerai..... |                                  | 397 francs.   |

Le traitement fait perdre sur le plomb et l'argent accusés par les essais :

|                               |                                  |              |
|-------------------------------|----------------------------------|--------------|
| Plomb.....                    | 0,065, dont la valeur est de.... | 32 fr. 50 c. |
| Argent.....                   | 0,056 — ....                     | 12 43        |
| Valeur des métaux perdus..... |                                  | 44 fr. 93 c. |

Je ne connais pas les frais généraux du traitement, et je ne chercherai pas à les évaluer : je dois dire seulement qu'ils sont certainement moins élevés que ceux des

usines qui achètent et traitent les minerais de cuivre, et qu'ils ne dépassent probablement pas 100,000 francs pour l'usine considérée.

Les nombres que je viens de citer dans la description précédente ne sont qu'approximatifs, mais ils suffisent pour montrer l'importance relative des opérations commerciales et métallurgiques, et de quel côté doit se porter principalement l'attention du chef de l'entreprise. L'achat des minerais, les frais de traitement, les pertes en plomb et en argent sont représentés par les nombres : 362 ; 18,554 ; 32,50 ; 12,43, ou plus simplement par les nombres : 30 ; 1,5 ; 2,5 ; 1. La partie commerciale domine donc beaucoup la question métallurgique ; et dans cette dernière, la perte en plomb est la partie la plus importante ; la perte en argent a moins d'influence sur les bénéfices que les frais spéciaux de traitement.

---

## CHAPITRE V.

### TRAITEMENT DE LA GALÈNE ARGENTIFÈRE EN ALLEMAGNE.

---

On exploite en Allemagne, dans un grand nombre de localités, des galènes plus ou moins pures, contenant généralement une faible proportion d'argent : je ne peux évidemment décrire qu'un petit nombre des usines en activité ; autrement je devrais donner à mon ouvrage une étendue que ne comporte pas le but que je me suis proposé.

Je prendrai comme exemples : le traitement des minerais très-purs, mais pauvres en argent, exploités dans la haute Silésie ; et la méthode suivie dans le Ober-Harz pour retirer de minerais très-complexes les trois métaux utiles qu'ils renferment en quantité notable, le plomb, l'argent et le cuivre. Je ne parlerai pas des procédés métallurgiques adoptés à Freyberg pour des minerais également complexes, d'abord parce que ces procédés sont parfaitement connus de tous les ingénieurs, et en second lieu parce que l'importance des usines de la Saxe est assez grande pour que j'en fasse le sujet d'une publication spéciale. Les deux exemples auxquels je pense devoir me borner suffiront pour mettre en évidence les difficultés que présente le traitement des minerais de plomb peu riches en argent, dans les deux cas extrêmes de simplicité et de complexité de composition, avec l'emploi du combustible minéral en Silésie, et des combustibles végétaux dans le Harz.

**Troisième exemple.—Traitement de la galène argentifère dans la haute Silésie.**

Tous les minerais de plomb exploités dans les districts de Beuthen et de Tarnowitz (haute Silésie), dans les mines appartenant à l'Etat et dans celles des particuliers, sont traités à l'usine royale, dite Friedrichshütte, située à environ 6 kilomètres au nord de Tarnowitz. L'usine est établie sur un cours d'eau qui fournit une force motrice suffisante pour les souffleries, mais cet avantage est compensé par l'éloignement des mines de galène et des mines de houille. On ne peut se rendre compte de la position de l'usine qu'en observant son ancienneté et le déplacement successif du principal centre d'exploitation de la galène, lequel s'éloigne progressivement au sud de Tarnowitz : au moment où l'usine a été construite, on exploitait l'amas de galène à une très-faible distance.

**Minerais.** — Dans le district de Tarnowitz la galène forme une couche assez régulière, épaisse de 0<sup>m</sup>,15 à 0<sup>m</sup>,40, comprise entre des bancs calcaires au mur et des masses dolomitiques au toit. Dans cet amas la galène, partiellement altérée par les agents atmosphériques, est presque partout mélangée avec du calcaire, de la dolomie et très-peu d'argile. L'exploitation donne une certaine quantité de minerai à peu près pur et en morceaux plus ou moins gros, mais une grande partie de la matière minérale extraite doit être soumise à la préparation mécanique. Les ateliers de préparation livrent des produits très-divers, qui sont divisés pour le traitement métallurgique en deux classes seulement : les grenailles et les gros sables, dont la richesse est à peu près égale à celle des minerais purs donnés par le triage ; les sables



fins et les schlichs, dont la teneur en plomb est moins élevée, et qui exigent des précautions spéciales pour la fonte dans des fours à tuyères.

Les minerais riches, les grenailles et les gros sables rendent à l'essai de 65 à 80 pour 100 de plomb, en moyenne 70 pour 100. Les sables fins, les schlichs et les schlamms ne rendent pas ordinairement plus de 45 pour 100, et souvent leur teneur est beaucoup moins élevée.

En 1843 la mine a livré à l'usine : 633 tonnes de minerais riches, de grenailles et de gros sables, à la teneur moyenne de 70 pour 100 ; et 249 tonnes de produits fins, à la teneur moyenne de 40 pour 100 ; le plomb soumis à la coupellation a rendu 58 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

Dans les nombreuses mines de calamine exploitées dans la contrée se trouve une petite quantité de galène, qui est séparée du minerai de zinc par la préparation mécanique ; elle est envoyée à l'usine de Friedrichshütte, et payée d'après son rendement à l'essai, qui varie de 50 à 75 pour 100. En 1843, les mines de calamine ont livré à l'usine royale 70 tonnes de galène, à la teneur moyenne de 70 pour 100 ; sa richesse en argent a été presque la même que celle des minerais exploités à Tarnowitz.

L'usine reçoit, en outre, une petite quantité de plomb d'œuvre, beaucoup plus riche en argent, provenant des infiltrations sous les creusets des hauts fourneaux à fer. La teneur de ce plomb varie entre 250 et 260 grammes ; mais sa quantité étant toujours très-faible, j'admettrai, pour la description de la méthode, que l'usine traite seulement des minerais à la teneur précédemment indiquée, de 58 grammes. Je prendrai pour exemple l'année 1843, pendant laquelle l'usine a reçu 952 tonnes de minerais divers, à savoir :

655 tonnes de minerais et produits riches, rendant en moyenne 72 pour 100 de plomb ;

249 tonnes de produits fins de la préparation mécanique, rendant en moyenne 40 pour 100 de plomb.

70 tonnes de minerais et produits des mines de zinc, rendant en moyenne 70 pour 100 de plomb.

Soit en somme 952 tonnes de minerais contenant, d'après les essais, 604<sup>k</sup>,40 de plomb et 350<sup>k</sup>,552 d'argent.

Les minerais ont pour gangue principale le calcaire plus ou moins dolomitique; ils contiennent, en outre, un peu d'argile et de calamine.

*Combustibles.* — Le combustible employé dans les différents fours est la houille maigre, exploitée dans les mines de la contrée; elle est trop peu chargée de matières bitumineuses pour donner du coke fortement aggloméré, mais elle n'éclate pas au feu, et peut être utilisée sans carbonisation dans les fours à tuyères; elle renferme beaucoup de schistes, de sable quartzeux et même des pyrites; sa combustion très-rapide dégage peu de chaleur. C'est, en définitive, un combustible très-médiocre, et dont la qualité ne peut être comparée à celle des houilles anglaises. Elle revient à l'usine à des prix très-bas, à 6 francs la tonne pour le gros, et à 5 francs pour les menus. Le bois n'est employé que pour les grillages; il coûte 10 francs la tonne.

*Matériaux divers.* — Pour les constructions des fours, le pays fournit à des prix très-bas les pierres et les briques ordinaires, et des briques réfractaires assez bonnes; le fer pour les outils et pour les armatures coûte de 240 à 250 francs la tonne : la fonte, en morceaux ou en grenailles, revient à 120 francs. Les scories de forge et d'anciennes scories de plomb, qui sont maintenant utilisées dans les lits de fusion, ne coûtent guère que les frais de transport. Je compterai les scories plombeuses

anciennes au prix de 10 francs la tonne ; les scories de forge supportent des frais de transport plus élevés ; elles coûtent 30 francs la tonne rendues à l'usine.

*Main-d'œuvre.* — Les ouvriers sont presque tous habitants du pays et employés depuis leur enfance à l'usine ; dans quelques familles, cet état s'est transmis de père en fils depuis plusieurs générations ; ceux qui l'exercent connaissent parfaitement tous les détails pratiques du travail, et n'exigent que peu de surveillance. Ils sont beaucoup moins énergiques que les ouvriers anglais, parce qu'ils se nourrissent très-mal et sont payés beaucoup moins cher. Les manœuvres reçoivent 1 fr. 12 c. par poste de huit heures ; les ouvriers spéciaux travaillent presque tous à prix faits et par poste de 8 heures : les prix sont réglés de manière que les bons ouvriers puissent gagner 2 francs dans un poste. Les chefs coupleurs reçoivent jusqu'à 4 francs, mais ils restent douze heures de suite présents au four.

L'usine doit être considérée comme placée dans des conditions très-favorables ; les minerais sont purs, les combustibles et les matériaux divers sont à bas prix, les ouvriers sont habiles et se contentent de salaires peu élevés ; c'est donc le meilleur exemple que je puisse choisir pour faire ressortir les avantages et les inconvénients de la méthode elle-même, qui emploie la fonte et les scories de forge pour la désulfuration de la galène.

*Description sommaire de la méthode.* — Dans le second chapitre de ce volume, j'ai longuement insisté sur les réactions chimiques les plus importantes ; je n'aurai besoin maintenant que d'exposer brièvement la série des opérations et les résultats obtenus dans chacune d'elles.

Les minerais livrés à l'usine sont divisés en deux classes, qui sont traitées séparément et d'une manière un peu différente : la première comprend tous les minerais

en morceaux, la seconde tous les minerais pulvérulents.

Ces deux classes sont fondues directement dans des fours à tuyères très-élevés, avec des proportions différentes de fonte en morceaux ou en grenailles, et de scories de forge ; on obtient trois produits principaux : du plomb d'œuvre très-pur, une matte ferreuse pauvre en plomb, des scories qui peuvent être jetées.

La matte est grillée en grands tas et ensuite fondue dans un four à tuyère très-élevé ; on passe dans les lits de fusion : des scories anciennes, des scories riches, et généralement tous les résidus plumbeux du traitement ; cette *fonte des résidus* donne du plomb d'œuvre et des scories ; ces dernières peuvent être jetées, au moins en grande partie.

Le plomb d'œuvre est coupellé en deux opérations, dans des grands fours à voûte mobile.

La première opération produit : un alliage riche à 8 pour 100, des litharges marchandes, des litharges impures, des abstrichs, des abzugs et des fonds de coupelles. L'alliage riche, soumis à la seconde opération, donne les produits suivants : l'argent brut, des litharges riches, des litharges marchandes, des fonds de coupelles.

L'argent brut est raffiné dans un petit réverbère, sur une coupelle en os calcinés ; on obtient de l'argent à peu près pur et des fonds de coupelles.

Les litharges impures et les litharges riches sont révivifiées séparément dans un petit four à manche : les premières donnent du plomb pauvre et impur, livré au commerce ; les secondes donnent du plomb d'œuvre qui revient à la coupellation. Les scories produites dans la révivification sont assez riches en plomb pour ne pas être jetées : on les passe dans la *fonte des résidus* en même temps que les débris de fours, les fonds de coupelles, les abstrichs et les abzugs.

*Consistance de l'usine et matériel.* — L'usine contient : 3 demi-hauts-fourneaux pour le traitement des minerais et des résidus, avec une soufflerie spéciale, mise en mouvement par une roue hydraulique ; 2 fours de coupelle, 1 four de raffinage et 1 four à manche pour la ré-vivification ; 1 soufflerie pour les fours de coupelle et le four à manche ; des magasins très-vastes pour les minerais, les matériaux et les produits divers ; un laboratoire, une maison d'habitation, les bureaux, etc.

*Demi-haut fourneau* (pl. II, fig. 7). — La disposition du demi-haut fourneau, employé pour les fontes des minerais et des résidus, est tout à fait spéciale à la Silésie. Le four est à parois verticales, à une seule tuyère ; le creuset est en brasque et prolongé au delà de la poitrine par un avant-creuset, analogue à ceux des fours à manche ordinaires. Depuis la tuyère, et jusqu'à la hauteur de 3<sup>m</sup>,45, la section est un rectangle dont les côtés ont 1 mètre et 0<sup>m</sup>,95. Plus haut et jusqu'au gueulard, sur une hauteur de 2 mètres, la section est circulaire et son diamètre est de 1 mètre. La tuyère est en fonte et à eau, comme dans un haut fourneau ; la buse est en tôle et a 0<sup>m</sup>,05 de diamètre à l'œil : le vent est lancé en quantité variable avec l'allure de la fonte, et sous une pression constante de 0<sup>m</sup>,055 de mercure. La brasque avec laquelle sont faits le creuset et l'avant-creuset est un mélange de 2 parties d'argile réfractaire et de 1 partie de houille pulvérisée. La surface est régulièrement inclinée jusque sous la poitrine : le point le plus bas est à 0<sup>m</sup>,60 au-dessous de la tuyère, à 0<sup>m</sup>,30 sous la poitrine. A l'extérieur, la brasque est maintenue par des murs en briques, élevés de 0<sup>m</sup>,50 au-dessus du sol de l'atelier ; les scories doivent couler sur la brasque et tomber sur le sol de l'usine, en passant par-dessus les bords de l'avant-creuset ; les coulées de plomb d'œuvre

et de matte sont faites par un canal latéral, ménagé dans la brasque et dans les murs en briques, et répondant au point le plus bas du creuset : les produits se rendent dans un bassin extérieur en brasque, pratiqué dans le sol de l'usine, et fréquemment réparé.

Le chargement est fait par le gueulard ; les lits de fusion sont préparés sur un plancher situé à son niveau ; les matières diverses sont élevées par un monte-charges, dont il est inutile d'indiquer la disposition. L'ouverture de chargement a 1 mètre de hauteur et 0<sup>m</sup>,75 de largeur. Au-dessus du fourneau sont établies des chambres de condensation, dans lesquelles les gaz se meuvent en serpentant, avant de se rendre dans une cheminée peu élevée, commune aux trois fours. Les chambres ne sont pas assez grandes pour que la condensation des vapeurs plombeuses puisse se faire dans une proportion notable ; elles servent principalement à recueillir les matières fines entraînées par la pression du vent.

Les parois intérieures du four sont construites en briques réfractaires ; leur épaisseur est de 0<sup>m</sup>,30, à l'exception de la poitrine, qui sur une hauteur de 2 mètres n'a que 0<sup>m</sup>,11.

La chemise réfractaire est entourée d'un massif rectangulaire, construit en briques ordinaires, épais de 0<sup>m</sup>,66, et séparé de la maçonnerie réfractaire par un intervalle de 0<sup>m</sup>,05, rempli de sable et de fragments de briques. Cet intervalle, les canaux pour le dégagement de l'humidité, et les armatures ne sont pas représentés sur la figure ; leur disposition n'offre rien qui ne soit parfaitement connu des ingénieurs. La brasque du creuset repose sur une pierre de fond, et celle-ci sur une fondation très-solide en maçonnerie, avec des canaux servant au facile dégagement de l'humidité.

Les trois demi-hauts fourneaux sont établis sur une

même ligne, sous un hangar très-vaste et très-élevé; la soufflerie et le régulateur de la pression du vent sont placés en arrière des fours, au-dessous du plancher supérieur qui règne au niveau des gueulards. La roue hydraulique est de la force de 15 chevaux environ, et la soufflerie se compose de trois cylindres à double effet. On n'a pas besoin d'une plus grande force motrice parce qu'il n'y a jamais qu'un seul fourneau en feu.

*Four de coupelle* (pl. II, fig. 10-11). — Le four de coupelle est un réverbère à voûte mobile, à sole circulaire, et dépourvu de cheminée. Le foyer a 1<sup>m</sup>,50 sur 0<sup>m</sup>,70; la grille est à 0<sup>m</sup>,45 au-dessous de l'arête du pont, et à 0<sup>m</sup>,85 au-dessous de la voûte. Le cendrier a 1<sup>m</sup>,20 de hauteur : la houille est chargée par une trémie latérale, dont toutes les parois sont en fonte, placée un peu au-dessous du niveau du pont. Le passage des flammes a 0<sup>m</sup>,40 de hauteur.

Le diamètre de la sole est de 3<sup>m</sup>,45; les parois en briques réfractaires sont à peu près verticales, et sont tronquées à 0<sup>m</sup>,50 au-dessus du pont, de manière à recevoir le chapeau mobile; ce chapeau est en briques, maintenues par un cadre conique en fer forgé; il est disposé en forme de voûte sphérique, la flèche est de 0<sup>m</sup>,27 au milieu. Le cadre en fer est armé de 6 crochets très-forts, dans lesquels sont passés 6 chaînes qui se réunissent à un même anneau. Le chapeau est manœuvré à l'aide d'une grue puissante et d'un treuil.

La coupelle est faite à chaque opération avec un mélange de marne et de calcaire; la surface est sphérique, et la hauteur du segment est de 0<sup>m</sup>,30; la profondeur totale du four, au centre de la sole, est par conséquent de 1<sup>m</sup>,07. La sole repose sur une assise en briques, et celle-ci est séparée de la fondation en maçonnerie par des canaux croisés.

Les parois de la sole sont percées de trois ouvertures, placées aux extrémités de deux diamètres perpendiculaires. L'une d'elles, en face du foyer, sert au chargement du plomb, à la coulée de l'alliage riche, à l'enlèvement du gâteau d'argent brut : elle peut être fermée plus ou moins complètement par une porte mobile, dans deux rainures verticales. L'ouverture principale, celle qui sert à la sortie des litharges, est sur le devant du four ; elle a 0<sup>m</sup>,30 de largeur et 0<sup>m</sup>,40 de hauteur à l'intérieur du four. Les parois de l'embrasure correspondante dans le massif extérieur sont prolongées jusqu'au sol de l'usine, à 0<sup>m</sup>,70 au-dessous du niveau du pont. L'ouverture n'est jamais fermée pendant le travail, elle donne passage aux gaz et aux fumées plumbeuses : une petite hotte, placée au-dessus de l'embrasure, aspire en partie les fumées et préserve un peu les ouvriers. Le four est, du reste, placé sous un vaste hangar conique, qui fait l'office d'une cheminée, en entraînant hors de l'atelier les gaz et les fumées qui sortent du four.

La troisième ouverture est une simple embrasure, formant tuyère, dans laquelle se place la buse en tôle, qui lance sur la sole l'air nécessaire à l'oxydation du plomb : elle est à 0<sup>m</sup>,10 au-dessus du niveau du pont ; l'œil de la buse a 0<sup>m</sup>,04 de diamètre ; le vent est rabattu par un papillon ; la pression du vent est de 0<sup>m</sup>,025 de mercure ; on doit pouvoir lancer jusqu'à 10 kilogrammes d'air par minute. La soufflerie, composée de deux cylindres à double effet, est mise en mouvement par une roue hydraulique.

Le four est construit en briques réfractaires, maintenues par un massif en briques ordinaires et par de fortes armatures en fer forgé. La forme du massif rend très-simple la disposition des armatures, et je ne



crois pas nécessaire de la représenter dans les figures.

*Four de raffinage.* — Le four employé pour le raffinage de l'argent brut est disposé presque de la même manière que le four de coupelle anglais ; ses dimensions sont plus petites, car le creux de la coupelle n'a que 0<sup>m</sup>,57 sur 0<sup>m</sup>,54 : elle est plus facile à manœuvrer et n'a pas besoin d'être placée sur un chariot ; elle est portée sur des banquettes fixes : le four est représenté pl. II, fig. 12, 13, 14. Le foyer a 0<sup>m</sup>,40 sur 0<sup>m</sup>,50 ; la grille est à 0<sup>m</sup>,30 au-dessous de l'arête du pont ; le passage des flammes a une hauteur un peu variable, de 0<sup>m</sup>,50 à 0<sup>m</sup>,55, parce que la même voûte recouvre le foyer et la sole : sa largeur augmente de 0<sup>m</sup>,50 à 0<sup>m</sup>,60 du foyer au bord de la coupelle. La sole est remplie par la coupelle en os calcinés, portée sur des banquettes hautes de 0<sup>m</sup>,20, et ses parois se reliait à celle de l'embrasure servant au travail : sa longueur est de 0<sup>m</sup>,75. Les flammes sortent par un rampant horizontal, placé en face du foyer, long de 0<sup>m</sup>,40, large de 0<sup>m</sup>,30, élevé de 0<sup>m</sup>,20, et se rendent dans une petite cheminée, dont la section horizontale est un carré de 0<sup>m</sup>,35 de côté.

Le four est construit à peu près comme les grands réverbères ; les parois intérieures sont en briques réfractaires ; le massif extérieur, en briques ordinaires, est maintenu par des armatures en fer forgé. La trémie de chargement du combustible est bouchée pendant le travail par de la houille ; la grande embrasure peut être fermée par deux battants en tôle, mobiles autour de charnières, comme les persiennes d'une fenêtre.

La coupelle est faite en os calcinés, pulvérisés et légèrement humectés : on la bat fortement dans un moule, le vide intérieur est façonné à la main. Les dimensions extérieures sont les suivantes : longueur, 0<sup>m</sup>,75 ; lar-

geur, 0<sup>m</sup>,70; hauteur, 0<sup>m</sup>,20 : la profondeur maxima est de 0<sup>m</sup>,08. L'épaisseur des os est plus grande que dans les coupelles anglaises, et par là on évite l'emploi d'un cadre en fer.

Les deux banquettes parallèles au pont sont écartées de 0<sup>m</sup>,40, et leur hauteur est de 0<sup>m</sup>,20 : l'intervalle qu'elles comprennent est suffisant pour que l'ouvrier puisse, à la fin du raffinage, percer le fond de la coupelle avec un outil pointu, et faire couler l'argent dans des moules placés entre les deux banquettes.

*Four de révivification* (pl. II, fig. 8 et 9). — Le four à manche, employé en Silésie pour la révivification des litharges, ressemble beaucoup à celui du Harz, et diffère notablement des fours usités dans la métallurgie du cuivre : la warme et la poitrine sont un peu inclinées, et l'avant-creuset cylindrique communique avec le fond du creuset par une ouverture de dimensions très-petites.

La section intérieure du four est un rectangle dont les côtés ont 0<sup>m</sup>,50 et 0<sup>m</sup>,50; de la tuyère à l'orifice du chargement (arête supérieure de la poitrine), la distance est de 0<sup>m</sup>,80 seulement; le fond du creuset est à 0<sup>m</sup>,70 sous la tuyère. La poitrine descend à 0<sup>m</sup>,20 de distance du fond du creuset, et se termine par une voûte qui laisse seulement 0<sup>m</sup>,25 de largeur à l'ouverture par laquelle les matières fondues peuvent passer dans l'avant-creuset. Ce dernier est un cylindre vertical, de 0<sup>m</sup>,60 de hauteur et de 0<sup>m</sup>,50 de diamètre.

Le creuset et l'avant-creuset sont en brasque très-fortement tassée, et composée de 3 parties d'argile pour 1 partie de houille pulvérisée : elle est maintenue en avant du four par 3 fortes plaques de fonte, élevées de 0<sup>m</sup>,50 au-dessus du sol de l'atelier : au fond elle s'appuie sur deux pierres ou dalles inclinées en sens contraire. Au-

dessous des dalles est la fondation en maçonnerie, percée de canaux servant au dégagement de l'humidité.

Dans l'une des plaques de fonte et dans la brasque est ménagé le canal qui communique avec le fond du creuset, et sert à faire passer le plomb métallique dans un bassin en brasque, disposé latéralement dans le sol de l'atelier : le bassin a 0<sup>m</sup>,60 de diamètre.

Les parois du four et la poitrine sont construites en briques rouges, qui résistent aussi bien que les briques réfractaires à l'action de la litharge ; l'épaisseur des côtés est de 0<sup>m</sup>,45 ; celle de la face de warme augmente de 0<sup>m</sup>,40 à 0<sup>m</sup>,50 du gueulard au sol de l'usine. Cette augmentation d'épaisseur représente l'inclinaison de la paroi : l'épaisseur de la poitrine est de 0<sup>m</sup>,11 seulement. Le massif extérieur est rectangulaire, et maintenu par des armatures en fer forgé : l'épaisseur des murs est de 0<sup>m</sup>,66. Le massif n'a que deux embrasures, l'une pour la tuyère, l'autre pour la poitrine.

Les gaz sortant du four passent dans deux petites chambres de condensation avant de se rendre dans une cheminée peu élevée. Les chambres sont destinées à recueillir les matières fines entraînées par le vent, bien plus qu'à condenser les vapeurs de plomb.

La buse est en tôle, l'œil a 0<sup>m</sup>,035 de diamètre ; le vent est à la pression de 0<sup>m</sup>,025 de mercure ; quand le four est en pleine marche, on lance jusqu'à 6 kilogrammes d'air par minute.

*Personnel.* — Les opérations peuvent être conduites par un très-petit nombre d'ouvriers, parce qu'on traite dans l'année un poids peu considérable de minerais ; l'usine occupe seulement de 30 à 32 ouvriers spéciaux ou manœuvres, dirigés par deux contre-maitres ou chefs d'atelier, l'un pour les demi-hauts fourneaux, l'autre pour la coupellation.

**PREMIÈRE OPÉRATION. — FONTE DES MINÉRAIS AU DEMI-HAUT FOURNEAU.** — Ainsi que je l'ai dit précédemment, on traite séparément les minerais riches en morceaux, et les produits plus ou moins pulvérulents donnés par la préparation mécanique; en 1845 on a eu à fondre 703 tonnes de minerais riches, rendant à l'essai 71 pour 100 de plomb, et 249 tonnes de schlichs ou schlamms, rendant en moyenne 40 pour 100 de métal. Pendant quatre mois consécutifs on a traité les minerais riches; ensuite pendant deux mois on a fondu les mattes et les résidus divers donnés par ces minerais; pendant le reste de l'année on a fondu les schlichs et les schlamms, et les résidus plumbeux qui ont été produits. J'insisterai d'abord sur la fonte des minerais riches; pour celle des schlichs et pour celle des résidus, j'indiquerai seulement la composition des lits de fusion, les résultats obtenus, et les frais spéciaux.

**FONTE DES MINÉRAIS RICHES.** — Les minerais riches sont fondus avec de la fonte en morceaux ou en grosses grenailles, et avec des scories de forge; le combustible est la houille maigre en morceaux: devant la tuyère on cherche à maintenir un nez long de 0<sup>m</sup>,20 à 0<sup>m</sup>,25; les lits de fusion sont chargés contre la warme et la houille contre la poitrine, et l'opération est conduite très-rapidement; les parois du four sont très-vite rongées au niveau de la tuyère; il est rare qu'une campagne puisse durer plus de huit jours.

La composition des lits de fusion est assez constante, on la change seulement quand il se produit des engorgements ou des lours ferreux, ce qui arrive rarement dans le traitement de minerais aussi riches, et dont les gangues sont peu variables. La composition moyenne des lits de fusion est la suivante :

|                                                        |     |
|--------------------------------------------------------|-----|
| Minerais en morceaux ou en grenailles.....             | 100 |
| Fonte cassée en fragments.....                         | 12  |
| Scories de forge en morceaux de la grosseur du poing.. | 14  |

Elle comprend par conséquent 26 de fondants et de réactifs désulfurants pour 100 de minerais; on ne passe jamais de scories plombeuses anciennes, ni de scories riches provenant de l'opération elle-même.

*Mise en feu.* — La mise en feu d'un demi-haut fourneau demande de grandes précautions, quand toute la chemise réfractaire a dû être réparée; il faut chauffer très-lentement, en élevant peu à peu le niveau du combustible jusqu'à 2 mètres au-dessus de la tuyère; on peut aller beaucoup plus vite quand on n'a eu qu'à changer la brasque et à reconstruire les parois au niveau de la tuyère. Dans tous les cas, quand le four est bien séché et que le combustible chargé est en pleine combustion, jusqu'à la hauteur précédemment indiquée, on jette contre la warme plusieurs pelletées de scories riches, on met la buse en place, et on donne le vent, en lançant de 2 à 3 kilogrammes d'air par minute; les scories arrivent bientôt en fusion devant la tuyère, et le fondeur s'occupe à former le nez; tant qu'il n'a pas atteint les dimensions convenables, on charge des scories contre la warme et de la houille du côté de la poitrine.

Quand le nez est bien formé, on commence le chargement des lits de fusion, et peu à peu on élève au gueulard le niveau des matières en élaboration; dans les premières heures les charges de combustible sont très-fortes, on les diminue progressivement, et en même temps on augmente la quantité de vent jusqu'à 10 kilogrammes d'air par minute, à mesure qu'on voit l'allure du four devenir plus facile et plus régulière.

*Travail normal.* — En prenant pour l'origine de la

campagne l'instant où le nez est bien formé, on peut compter que le four ne sera en allure normale que vers la fin du second jour ; à ce moment on passe, en vingt-quatre heures, de 6<sup>h</sup>,50 à 7 tonnes de minerais, soit de 8 à 9 tonnes de matières, en brûlant de 0<sup>h</sup>,90 à 1 tonne de houille pour 1 tonne de minerais. Cette consommation très-forte est expliquée par la très-mauvaise qualité du combustible employé. Vers le septième jour, on ne peut maintenir les scories bien fluides qu'en augmentant la proportion de houille, et vers la fin du huitième jour on doit mettre hors feu, parce que les scories deviennent trop pâteuses et retiennent de nombreuses grenailles.

Depuis le commencement jusqu'à la fin de la campagne le travail au creuset se fait avec régularité ; les scories coulent librement par-dessus la brasque de l'avant-creuset et tombent sur le sol de l'usine ; elles sont enlevées, cassées au marteau après refroidissement, examinées par le contre-maitre, et jetées quand elles ne renferment pas de grenailles ; dans le cas contraire, elles sont conservées pour être passées dans la fonte des résidus. Deux fois par poste on fait couler dans le bassin extérieur les matières fondues que renferme le creuset : le plomb d'œuvre, la matte, et une certaine quantité de scories. Les matières se séparent à peu près nettement dans le bassin, pendant le temps nécessaire à la solidification des scories ; ces dernières sont enlevées en un seul morceau, et sont presque toujours portées à la fonte des résidus, parce qu'elles contiennent fréquemment des grenailles de plomb et de matte. Quand la matte est devenue solide, on la sort à son tour du bassin, la rondelle est portée en magasin, jusqu'à ce qu'il soit possible de faire un tas de grillage ; le plomb d'œuvre est ensuite puisé à la cuiller et moulé dans des lingotières en fonte. De temps en temps il faut réparer la brasque du bassin,

et avoir soin de bien sécher la nouvelle brasque après chaque réparation.

*Mise hors feu.* — La fluidité des scories qui sortent du four dans l'intervalle des coulées, l'état du nez, la rapidité avec laquelle descendent les charges, indiquent au fondeur les modifications qu'il doit faire apporter dans la composition des lits de fusion, et dans la proportion du combustible chargé. De temps en temps il dégage l'ouverture de l'avant-creuset et vérifie qu'il ne se forme pas d'engorgements ferreux. Il reconnaît la nécessité de terminer la campagne quand les scories deviennent pâteuses, bien que la proportion des scories de forge et de la houille ait été augmentée. A cet effet il laisse descendre le niveau des matières dans le fourneau, en ne faisant plus que de très-légères charges de houille et de scories renfermant des grenailles, les scories et le combustible étant toujours séparés comme à l'ordinaire. Le vent n'est arrêté qu'au moment où les dernières scories arrivent à la tuyère, huit ou douze heures après le commencement de la mise hors feu. Les scories ont l'avantage de bien nettoyer les parois du four, et de diminuer par suite la quantité des débris de fours, riches en plomb, qu'il faudrait ensuite passer dans la fonte des résidus.

*Produits.* — Les produits utiles sont le plomb d'œuvre, la matte et les scories renfermant des grenailles. Les réparations des fourneaux donnent en outre de la brasque et des résidus divers imprégnés de plomb; ce sont des produits essentiellement secondaires, et dont je ne parlerai qu'au sujet de la fonte des résidus plombeux; dans les chambres de condensation on recueille une quantité très-faible de matières fines et de fumées, destinées à la fonte des résidus. Je ne m'occuperai maintenant que des trois produits principaux.

Le plomb d'œuvre est à très-peu près pur, et rend à

l'essai environ 60 grammes d'argent aux 100 kilogrammes; il est obtenu dans la proportion de 62 à 63 pour 100 de minerai. Les mattes sont composées principalement de sulfure de fer, et rendent à l'essai moins de 25 pour 100 de plomb; elles sont un peu argentifères, cependant le plomb obtenu par les essais des mattes est ordinairement à une teneur plus faible que celle du plomb d'œuvre; la fonte des minerais donne environ 25 pour 100 de mattes. Les scories contiennent toujours un peu de plomb, en partie à l'état d'oxyde, en partie à l'état de grenailles. Celles qui sortent par-dessus la brasque de l'avant-creuset, dans l'intervalle des coulées, rendent à l'essai de 3 à 4 pour 100 de plomb, même quand elles sont produites en très-bonne allure; elles sont considérées comme pauvres, et peuvent être jetées. Dans les dérangements du fourneau, les scories sont souvent bien plus riches en plomb et rendent jusqu'à 7 et 8 pour 100; elles sont alors conservées pour la fonte des résidus. Celles qui surnagent la matte dans le bassin de coulée contiennent beaucoup de grenailles et sont toujours portées à la fonte des résidus. On peut admettre que pour 100 de minerais fondus on obtient 33 de scories assez riches pour être soumises au traitement ultérieur.

La fonte des 703 tonnes de minerais riches, reçus par l'usine en 1843, a exigé 14 campagnes, dont la durée moyenne a été de 8 jours; elles ont produit :

|                                                  |                              |
|--------------------------------------------------|------------------------------|
| Plomb d'œuvre à la teneur de 60 grammes....      | 443 tonnes, soit 63 pour 100 |
| Mattes plombées. ....                            | 175 — — 25 —                 |
| Scories riches destinées à la fonte des résidus. | 292 — — 33 —                 |

Ces produits contiennent environ 498 tonnes de plomb et 292 kilogrammes d'argent. Les produits secondaires, soles, débris de briques, fumées et matières



finies recueillies dans les chambres de condensation, pèsent environ 50 tonnes, et contiennent 5 tonnes de plomb et quelques grammes d'argent. Les minerais traités renferment, d'après les essais par voie sèche, 500 tonnes de plomb et 290 kilogrammes d'argent. La perte en métaux utiles, par volatilisation, est donc plus faible que celle faite dans les essais, et peut être, au point de vue métallurgique, considérée comme négligeable. On obtient à l'état de plomb d'œuvre près de 89 pour 100 du plomb et 92 pour 100 de l'argent que contiennent les minerais; on ne laisse, dans les produits destinés à la fonte des résidus, que très-peu de plomb et d'argent, un peu plus de 10 pour 100 du plomb, et environ 8 pour 100 de l'argent. Ce résultat doit être considéré comme très-avantageux; malheureusement les dépenses nécessaires pour l'obtenir sont très-élevées, comme je vais l'indiquer bientôt.

*Personnel.* — La conduite du four, l'élévation des matières diverses, le chargement, etc., exigent la présence de 5 ouvriers par chaque poste de huit heures : 2 sont occupés au creuset; 3 sont employés aux transports, à l'élévation des lits de fusion et du combustible, et au chargement. Pendant la mise en feu, il suffit d'un homme par poste. Pour une campagne de 8 jours il faut 77 postes d'ouvriers spéciaux et 48 postes de manœuvres; c'est une dépense d'environ 208 francs pour la main-d'œuvre.

*Considérations économiques.* — La fonte des 703 tonnes de minerais riches a donné lieu aux dépenses spéciales consignées dans le tableau suivant :

|                     |                                             |                                                  |
|---------------------|---------------------------------------------|--------------------------------------------------|
| Main-d'œuvre        | } ouvriers spéciaux. 1078 jours à 2 francs. | 2156 francs.                                     |
|                     |                                             | manœuvres..... 672 — à 1 fr. 12 c. 752 fr. 64 c. |
| Chef d'atelier..... | 120 jours.....                              | 400 00                                           |
| A reporter.....     |                                             | 3308 fr. 64 c.                                   |

|                                                           |              |               |                    |                 |
|-----------------------------------------------------------|--------------|---------------|--------------------|-----------------|
|                                                           |              |               | <i>Report</i> .... | 5308 fr. 64 c.  |
| Houille.....                                              | 784 tonnes à | 6 francs..... | 4704               | 00              |
| Fonte.....                                                | 84,56 à      | 120 — .....   | 10125              | 20              |
| Scories de forge.....                                     | 98,42 à      | 50 — .....    | 2952               | 60              |
| Grasse, outils, soufflets, réparallons, frais divers..... |              |               | 4200               | 00              |
| Dépenses spéciales.....                                   |              |               |                    | 25288 fr. 44 c. |

Soit, par tonne de minerais riches :

|                                                           |             |            |
|-----------------------------------------------------------|-------------|------------|
| Main-d'œuvre et surveillance.                             | 21,66.....  | 4 fr. 706  |
| Houille.....                                              | 11,115..... | 6 690      |
| Fonte.....                                                | 0,120.....  | 14 400     |
| Scories de forge.....                                     | 0,140.....  | 4 200      |
| Outils, frais divers.....                                 |             | 5 976      |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais riches.... |             | 35 fr. 972 |

Ces frais sont très-élevés, mais il serait facile de les réduire beaucoup en remplaçant la fonte en morceaux par une quantité correspondante de minerais de fer. J'ai déjà signalé cette modification dans le chapitre II, et je n'ai pas à revenir sur ce sujet. En regard des dépenses il convient de placer les produits obtenus. On retire de 1 tonne de minerais :

Plomb d'œuvre. 0,650 à la teneur de 60 grammes d'argent.

Matte..... 0,25 tenant 25 pour 100 de plomb, soit 0,062 de plomb

Scories, fumées, résidus, 0,330, renfermant 0,017 de plomb.

Les produits contiennent 0,710 de plomb, c'est-à-dire à peu près la proportion indiquée par les essais; la perte en métaux utiles est sensiblement égale à celle faite au laboratoire à la réception des minerais; c'est un point essentiel qu'il ne faut pas perdre de vue, quand on veut comparer la méthode silésienne à celles qui sont adoptées dans d'autres pays pour des minerais analogues.

**Fonte des schlichs et des schlamm.** — Les minerais pauvres et pulvérulents, produits par la préparation mécanique, sont fondus à peu près de la même manière

que les minerais riches et en morceaux ; la composition des lits de fusion est un peu différente, parce que, en raison de l'état physique de ces produits, on doit employer une proportion beaucoup plus grande de scories ; la fonte est conduite avec la même rapidité ; les parois sont rongées moins vite et les campagnes ont une durée plus grande ; elle est en moyenne de 15 à 16 jours. Les engorgements ferreux sont plus à craindre, parce que la proportion des scories de forge est plus considérable ; on est obligé, pour les éviter, de passer dans les lits de fusion une grande quantité de scories anciennes, très-siliceuses, et contenant de 5 à 6 pour 100 de plomb. Elles servent en même temps de fondant pour les gangues des minerais.

*Composition des lits de fusion.* — La composition des lits est nécessairement un peu variable avec l'allure du fourneau ; je ne peux donner ici que les proportions dans lesquelles les matières sont ordinairement associées :

|                                   |     |
|-----------------------------------|-----|
| Schlichs et schlamms.....         | 100 |
| Scories plombenses anciennes..... | 100 |
| Fonte en grenailles.....          | 7   |
| Scories de forge.....             | 24  |

Les anciennes scories servent comme réactifs, mais elles contiennent du plomb dont on retire une partie dans la fonte ; pour ce motif il faut tenir compte de leur prix de revient dans le calcul des frais spéciaux de l'opération, et du métal qu'elles contiennent pour l'évaluation du rendement des minerais fondus.

*Opération.* — La mise en feu demande les mêmes précautions que dans le traitement des minerais riches ; quand le nez est bien formé, on commence à charger les lits de fusion contre la warme, et le combustible contre la poitrine ; on emplit peu à peu le fourneau, et on di-

minue progressivement la proportion de houille, à mesure que la fusion des matières devient plus facile ; dès le troisième jour, on peut passer de 13 à 14 tonnes de lits de fusion, et la fonte continue avec assez de régularité tant qu'il ne se forme pas de loupes dans le creuset. Les parois sont à peine rongées, grâce à la quantité considérable de scories siliceuses chargées avec les minerais : la mise hors feu est presque toujours déterminée par des engorgements ferreux.

Dans une campagne de 15 jours, on fond ordinairement 90 tonnes de minerais, soit 208 tonnes de lits de fusion, en brûlant 90 tonnes de houille, non compris celle employée pour la mise en feu ; quand le fourneau marche bien on passe, en vingt-quatre heures, jusqu'à 7 tonnes de minerais, en ne brûlant pas plus de 6 tonnes de houille.

La conduite du fourneau exige la présence de 6 hommes par chaque poste de huit heures : 4 sont occupés à l'élévation des matières et au chargement ; les deux autres sont chargés du travail au creuset et des soins à la tuyère.

*Produits.* — Les produits obtenus sont de même nature que ceux de la fonte des minerais riches ; ce sont : le plomb d'œuvre, les mattes, les scories, les fumées recueillies dans les chambres de condensation, et les résidus divers provenant des réparations.

Le plomb d'œuvre est assez pur, cependant il retient souvent un peu de fer, qui n'est pas très-nuisible à la coupellation ; sa teneur en argent est d'environ 60 grammes aux 100 kilogrammes.

Le traitement des 249 tonnes de schlichs et de schlamms, contenant environ 100 tonnes de plomb d'après les essais, donne 75 tonnes de plomb d'œuvre ; le rendement apparent est de 50 pour 100 de minerais ; mais le rendement réel est un peu moindre puisque les scories anciennes contiennent environ 15 tonnes de

plomb. De 115 tonnes de métal renfermé dans les matières fondues, on retire 75 tonnes de plomb d'œuvre, soit seulement 65 pour 100 du plomb contenu dans les lits de fusion.

La matte a presque la même composition que celle produite par la fonte des minerais riches; elle rend à l'essai de 25 à 26 pour 100 de plomb, tenant environ 60 grammes d'argent. On produit dans l'année 62<sup>1</sup>/<sub>2</sub> de matte (environ 25 de matte pour 100 de minerais), contenant, d'après les essais, 15<sup>1</sup>/<sub>2</sub> de plomb et 9<sup>1</sup>/<sub>2</sub> d'argent.

Le poids des scories produites est considérable et dépasse certainement 375 tonnes; on peut jeter comme pauvres une partie de celles qui coulent par-dessus la brasque de l'avant-creuset, mais on doit garder pour la fonte des résidus celles qui renferment des grenailles, et toutes celles qui rendent à l'essai plus de 3 pour 100 de plomb; leur quantité est d'au moins 125 tonnes; ces scories, conservées pour un traitement ultérieur, contiennent environ 6 tonnes de plomb utilisable.

On obtient à peu près 25 tonnes de résidus divers, de fumées et de matières fines recueillies dans les chambres de condensation; ces matières contiennent de 6 à 7 tonnes de plomb, mais ne renferment que très-peu d'argent.

La fonte des schlichs et des schlamms, avec un poids égal de scories anciennes, produit :

|                                                      |                                         |                                    |
|------------------------------------------------------|-----------------------------------------|------------------------------------|
| Plomb d'œuvre.....                                   | 75 tonnes                               | tenant 45 kilogrammes d'argent.    |
| 62 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> matte tenant...       | 15 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> de plomb | et 9 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> — |
| 150 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> scories et résidus.. | 12 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> —        | très-peu d'argent.                 |

Les minerais et les scories anciennes contiennent, d'après les essais, 115 tonnes de plomb et 58 kilogrammes d'argent. La perte par volatilisation ou par les scories jetées est donc de 12 tonnes de plomb et de 5<sup>1</sup>/<sub>2</sub>, 70

d'argent, soit de 10,5 pour 100 du plomb et de 6,40 pour 100 de l'argent indiqués par les essais dans les matières traitées.

Sous le rapport des produits obtenus, il y a donc une grande différence entre les minerais riches en morceaux et les minerais pauvres et pulvérulents; pour ces derniers, on obtient, à l'état de plomb d'œuvre, une proportion beaucoup moins forte de plomb et d'argent; les pertes par volatilisation sont importantes. Les frais spéciaux de l'opération sont également bien plus élevés pour le traitement des minerais pauvres.

*Considérations économiques.* — Il faut 5 campagnes pour fondre les 249 tonnes de minerais pauvres avec 249 tonnes de scories anciennes; les dépenses spéciales du traitement sont les suivantes :

|                                                   |                         |                                            |               |
|---------------------------------------------------|-------------------------|--------------------------------------------|---------------|
| Main-d'œuvre                                      | {                       | ouvriers spéciaux. 252 jours à 2 francs .. | 504 francs.   |
|                                                   |                         | manœuvres..... 514 — 1 fr. 12 c...         | 575 fr. 68 c. |
| Chef d'atelier.....                               | 50 —                    | .....                                      | 168 50        |
| houille.....                                      | 270 tonnes              | 6 francs.                                  | 1620 00       |
| Fonte.....                                        | 17,45                   | 120 —                                      | 2094 00       |
| Scories de forge.....                             | 60,00                   | 30.....                                    | 1800 00       |
| Outils, réparations, soufflets, frais divers..... |                         |                                            | 1000 00       |
| Scories anciennes.....                            | 249 tonnes à 20 francs. |                                            | 2490 00       |

Dépenses spéciales du traitement..... 10250 fr. 18 c.

Soit, par tonne de minerais pauvres et pulvérulents :

|                                        |           |             |
|----------------------------------------|-----------|-------------|
| Main-d'œuvre et surveillance....       | 31,277... | 5 fr. 00 c. |
| houille.....                           | 1,085...  | 6 51        |
| Fonte.....                             | 0,070...  | 8 40        |
| Scories de forge.....                  | 0,240...  | 7 20        |
| Scories anciennes.....                 | 1 tonne   | 10 00       |
| Outils, réparations, frais divers..... | 4         | 06          |

Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais 41 fr. 17 c.

Ainsi, les frais spéciaux de la fonte sont notablement

plus élevés pour les minerais pauvres que pour les minerais riches, et, pour les premiers, la méthode peut être considérée comme défectueuse. La tonne de minerais produit :

|                                  |                                                                               |
|----------------------------------|-------------------------------------------------------------------------------|
| Plomb d'œuvre.....               | 0 <sup>k</sup> ,300 tenant... 0 <sup>k</sup> ,180 d'argent.                   |
| Matte.....                       | 0,250 contenant 0 <sup>k</sup> ,062 de plomb et 0 <sup>k</sup> ,039 d'argent. |
| Fumées, scories riches, résidus, | 0 <sup>k</sup> ,60.. 0,050 de plomb et très-peu d'argent.                     |

**SECONDE OPÉRATION. — TRAITEMENT DES RÉSIDUS.** — Le traitement des résidus plumbeux, produits dans les diverses opérations, constitue une partie très-importante de la méthode; le résultat doit être de retirer en une seule fonte, et à l'état de plomb d'œuvre, le plomb et l'argent que renferment des matières très-diverses, sans former des mattes, et en produisant des scories très-pauvres. Pour atteindre le but désiré, on associe les mattes grillées avec des scories, et avec des matières assez riches en silice pour scorifier aisément tout l'oxyde de fer que contiennent les mattes après grillage. Je dois, du reste, renvoyer les lecteurs au chapitre II de ce volume, pour l'explication des réactions chimiques, et pour les précautions qui sont indispensables pour éviter la formation des mattes.

Le traitement des résidus divers comprend en réalité deux opérations : l'une partielle, et pour ainsi dire préliminaire, est le grillage des mattes; la seconde et la principale est la fonte des résidus dans un demi-haut-fourneau.

**GRILLAGE DES MATTES.** — Les mattes données par la fonte des minerais riches et par celle des minerais pauvres sont traitées séparément, mais de la même manière, parce qu'elles ont, à très-peu près, la même composition et la même richesse utile; on ne les sépare qu'afin

de pouvoir distinguer dans la comptabilité les résultats obtenus avec les deux classes de minerais.

Je cherche seulement à mettre en évidence les produits et les frais de la méthode silésienne, et par suite je ne vois aucun intérêt à considérer séparément le grillage des deux catégories de mattes.

Dans l'année entière on doit griller 237 tonnes de mattes; pour cela on fait 5 tas, contenant chacun de 40 à 60 tonnes, et pour chacun d'eux le grillage dure de 6 à 8 semaines, suivant les circonstances atmosphériques. Les tas sont disposés à l'air libre, sur une aire fortement battue, un peu plus élevée que le sol environnant. Sur l'aire on étend une première couche de menu bois et de houille; au-dessus on place les mattes cassées en morceaux, sur une hauteur de 0<sup>m</sup>,80 environ; à ce niveau on étend une seconde couche de combustibles, puis une nouvelle épaisseur de mattes en morceaux; le tas est enveloppé par une couverture composée des menus donnés par le cassage. La forme du tas est celle d'une pyramide tronquée, dont les bases sont rectangulaires, et dont la hauteur totale est de 1<sup>m</sup>,80; on fait varier la longueur du tas suivant la quantité de matières à traiter; la hauteur et la largeur restent à peu près constantes, la proportion de combustibles est toujours la même. Dans la longueur de chaque tas, on ménage quelques cheminées verticales, destinées à faciliter la mise en feu.

On allume avec du charbon de bois et des copeaux, jetés par les cheminées, et quand toute la couche inférieure de combustible est bien en ignition, on bouche les cheminées avec des fragments de matte, et enfin avec des menus. On laisse ensuite le feu se propager de bas en haut; les ouvriers n'ont d'autre travail que de rétablir la couverture quand elle est fissurée, et de préserver le tas, par des claies mobiles, contre l'influence de vents



trop violents. Quand le grillage est terminé, et que la partie supérieure de la couverture commence à se refroidir, les ouvriers procèdent à l'enlèvement des mattes grillées, et les transportent à l'atelier de la fonte des résidus. Ordinairement on n'a pas besoin de soumettre les mattes à deux feux successifs.

Le travail du grillage est nécessairement très-irrégulier, et n'occupe les hommes que pendant une partie de l'année; il est fait par des manœuvres, sous la direction du maître fondeur; on ne compte pas plus de 80 journées de main-d'œuvre pour l'année entière.

Le grillage ne change pas notablement le poids de la matte, et j'indiquerai, pour la composition des lits de fusion de la fonte des résidus, les poids de la matte telle qu'elle est donnée par le traitement des minerais.

*Considérations économiques.* — Le grillage des 237 tonnes de matte emploie 23 tonnes de bois et 152 tonnes de houille menue; les dépenses principales sont les suivantes :

|                         |                |                |               |
|-------------------------|----------------|----------------|---------------|
| Main-d'œuvre.           | 80 jours à.... | 1 fr. 12 c.... | 89 fr. 60 c.  |
| Bois.....               | 23 tonnes à... | 10 francs....  | 230 00        |
| Houille.....            | 152 — à...     | 3 — ....       | 456 00        |
| Frais divers.....       |                |                | 100 00        |
| Dépenses spéciales..... |                |                | 875 fr. 60 c. |

Soit :

|                     | Par tonne de matte. | Par tonne de minerais. |
|---------------------|---------------------|------------------------|
| Main-d'œuvre....    | 0,335... 0 fr. 375  | 0,084... 0 fr. 094     |
| Bois.....           | 0,097... 0 970      | 0,024... 0 240         |
| Houille.....        | 0,641... 1 925      | 0,160... 0 480         |
| Frais divers.....   | 0 426               | ..... 0 106            |
| Frais spéciaux..... | 3 fr. 692           | ..... 0 fr. 920        |

Ces frais sont très-élevés à cause de l'énorme proportion de combustible qu'il est nécessaire d'employer; les mattes contiennent peu de soufre, et doivent être chauff-

fées fortement pour que l'oxydation puisse pénétrer jusqu'au centre des morceaux.

**Fonte des résidus.** — Les mattes grillées et les résidus plombeux divers sont fondus au demi-haut fourneau, sans addition de fonte en grenailles et sans scories de forge; on ajoute seulement à ces matières une certaine quantité de scories plumbeuses anciennes, qui doivent être encore considérées comme réactifs siliceux, bien qu'elles apportent dans les lits de fusion une certaine quantité de plomb; on doit tenir compte du métal contenu pour établir le rendement des résidus; de même il faut porter aux frais spéciaux les prix de leur transport à l'usine.

On doit fondre dans l'année, et en 4 campagnes séparées :

|                                                                    | Plomb.      | Argent.   |
|--------------------------------------------------------------------|-------------|-----------|
| 257 tonnes de mattes grillées, contenant d'après les essais: ..... | 60 tonnes.  | 56 kilog. |
| 432 tonnes de scories, débris de fours, etc. ....                  | 32 —        | »         |
| 124 — de fonds de coupelles, abstrichs, etc.                       | 571,40      | 74,50     |
| 150 — anciennes scories.....                                       | 9,60        | »         |
| Soit 945 tonnes de matières plumbeuses, contenant.....             | 159 tonnes. | 434,50    |

Deux campagnes sont faites sur les résidus provenant du traitement des minerais riches; dans les deux autres on fond les résidus des minerais pauvres.

La durée moyenne d'une campagne est de 3 semaines, mais elle dépend de la quantité des matières préparées pour la fonte. Avec des lits de fusion bien préparés, et des ouvriers attentifs, on pourrait prolonger la campagne jusqu'à 4 et même 5 semaines.

La composition normale des lits de fusion est la suivante :

|                                               |         |
|-----------------------------------------------|---------|
| Mattes grillées.....                          | 100     |
| Scories riches, débris de fours, fumées, etc. | 182     |
| Fonds de coupelles, abstrichs, abzugs, etc..  | 52 à 55 |
| Scories anciennes.....                        | 65      |

Ces lits contiennent les matières siliceuses et les produits basiques oxydés dans le rapport de 5:3. Dans les nombres précédents je n'ai pas compris les scories riches, provenant de l'opération elle-même, et qui sont passées dans le fourneau soit à mesure qu'elles sont produites, soit vers la fin de la campagne pour laver les parois.

Dans un fourneau en bonne marche on fond en vingt-quatre heures de 12 à 13 tonnes de lits de fusion, en brûlant environ 6 tonnes de houille; dans une campagne de 3 semaines, on passe aisément 240 tonnes de résidus, en consommant de 135 à 140 tonnes de houille, tant pour la mise en feu que pour la fonte elle-même.

*Produits.* — On n'obtient en général que deux produits principaux : le plomb un peu argentifère, et des scories; dans les chambres de condensation on recueille très-peu de fumées; les réparations aux fourneaux ne donnent qu'un poids très-faible de débris de briques et de soles. Dans l'année on produit 138<sup>t</sup>,50 de plomb, contenant 42 kilogrammes d'argent, ce qui porte la teneur du plomb à 30 grammes aux 100 kilogrammes. On obtient à l'état de plomb d'œuvre 87 pour 100 du plomb et 96,50 pour 100 de l'argent indiqués par les essais dans les lits de fusion. On peut admettre que les scories anciennes rendent 8<sup>t</sup>,40 de plomb; dans cette hypothèse les résidus eux-mêmes produisent environ 130 tonnes de plomb et 42 kilogrammes d'argent. Les pertes en métaux sont de 20<sup>t</sup>,50 de plomb et 1<sup>t</sup>,50 d'argent.

Les scories contiennent toujours plus ou moins d'oxyde de plomb combiné, et fréquemment elles renferment des grenailles; on repasse dans le fourneau toutes celles qui sont riches soit par les grenailles, soit par l'oxyde de plomb; les scories jetées rendent à l'essai moins de 3 pour 100 de plomb peu argentifère.

Elles ne sont ni pesées ni essayées très-régulièrement, en sorte qu'il est impossible d'évaluer, même approximativement, la quantité de plomb qu'elles contiennent; mais si on réfléchit au poids qu'elles doivent avoir, et à leur teneur d'environ 5 pour 100, on peut se convaincre qu'elles contiennent à peu près 20 tonnes de plomb. On en conclut que dans la fonte des résidus la perte par volatilisation n'est pas considérable; elle n'est pas plus forte que celle faite dans les essais des matières diverses au laboratoire.

*Considérations économiques.* — Les dépenses principales de la fonte des résidus sont les suivantes :

|                                                 |                                                                                                              |                   |
|-------------------------------------------------|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-------------------|
| Main-d'œuvre                                    | } ouvriers spéciaux. 504 jours à 2 francs... 1008 francs.<br>manœuvres..... 780 — 1 fr. 12 c.. 873 fr. 60 c. |                   |
| Chef d'atelier.....                             |                                                                                                              | 80 — ..... 280 00 |
| Houille.....                                    | 540 tonnes à 6 francs..                                                                                      | 3240 00           |
| Scories anciennes.....                          | 150 — 10 ..                                                                                                  | 1500 00           |
| Outils, réparations, frais divers.....          |                                                                                                              | 1200 00           |
| Dépenses spéciales de la fonte des résidus..... |                                                                                                              | 8101 fr. 60 c.    |

Il est intéressant de calculer les frais spéciaux de cette opération, en les rapportant successivement à la tonne de résidus et à la tonne de minerais; on obtient les frais, dans les deux cas, en divisant les nombres que je viens de citer par 793 et 952, qui représentent les poids des résidus et des minerais traités, déduction faite des scories anciennes.

Frais spéciaux de la fonte des résidus, rapportés à :

|                                        | La tonne de résidus. | La tonne de minerais. |
|----------------------------------------|----------------------|-----------------------|
| Main-d'œuvre.....                      | 11,721... 2 fr. 725  | 11,435... 2 fr. 270   |
| Houille.....                           | 0,681... 4 086       | 0,567... 3 402        |
| Scories plombeuses....                 | 0,190... 1 900       | 0,157... 1 570        |
| Outils, réparations, frais divers... 1 | 505                  | ..... 1 267           |
| Frais spéciaux.....                    | 10 fr. 176           | ..... 8 fr. 509       |

On retire de cette opération, et par tonne de résidus et de minerais :

Plomb à 30 grammes d'argent..... 0,174..... 0,145

Mais il faut observer que les scories anciennes contribuent à ce rendement élevé dans la proportion de :

0,010..... 0,008

*Résumé.* — Le traitement pour plomb d'œuvre des 952 tonnes de minerais produit :

|                                                                     |   |   |       |   |
|---------------------------------------------------------------------|---|---|-------|---|
| 518 tonnes de plomb à la teneur de 60 grammes d'argent aux 100 kil. |   |   |       |   |
| 1584,50                                                             | — | — | de 50 | — |

Soit : 6564,50 de plomb contenant..... 3074,50 d'argent.

Les essais indiquent dans les minerais traités la présence de 604,56 de plomb contenant 350<sup>k</sup>,552 d'argent. Les scories anciennes, passées dans les deux fontes, des minerais pauvres et des résidus, contiennent environ 24 tonnes de plomb. Il est à peu près impossible de calculer les pertes en métaux utiles, puisque dans la fonte des résidus figurent les abstrichs, les abzugs, etc., qui sont produits par la coupellation; on peut cependant obtenir une approximation en retranchant des poids de plomb et d'argent, obtenus à l'état de plomb d'œuvre, les quantités de ces deux métaux contenues dans les 124 tonnes de londs de coupelles, abstrichs, etc., passées dans la fonte des résidus. Cette déduction étant faite, il reste, pour les métaux produits par le traitement des minerais, des scories anciennes et des produits secondaires donnés par les fontes aux demi-hauts fourneaux, environ 600 tonnes de plomb et 500 kilogrammes d'argent. D'après ces nombres, le traitement pour plomb d'œuvre par la méthode silésienne fait perdre environ 28 tonnes de plomb et 50 kilogrammes d'argent,

soit 4,48 pour 100 du plomb et 14,30 pour 100 de l'argent, reconnus dans les minerais et dans les scories par les essais faits au laboratoire. La perte en plomb est très-faible, celle en argent est au contraire très-forte; les nombres que je viens de citer, bien qu'ils soient seulement approximatifs, paraissent prouver que, dans la méthode silésienne, les métallurgistes ont eu pour but spécial l'extraction du plomb, et ne considèrent l'argent que comme produit secondaire.

Les dépenses spéciales faites pour obtenir les résultats indiqués ci-dessus sont les suivantes :

|                                   |                                       |                 |
|-----------------------------------|---------------------------------------|-----------------|
| Main-d'œuvre et surveillance....  | 4130 jours...                         | 6806 fr. 02 c.  |
| Houille.....                      | 1746 tonnes.                          | 10020 00        |
| Bois.....                         | 23 —                                  | 250 00          |
| Fonte.....                        | 101 <sup>1</sup> / <sub>81</sub> .... | 12217 20        |
| Scories de forge.....             | 158,42....                            | 4752 60         |
| Scories plombeuses (transport)... | 399 tonnes.                           | 3990 00         |
| Réparations et frais divers.....  |                                       | 6500 00         |
| Dépenses spéciales.....           |                                       | 44515 fr. 82 c. |

Soit par tonne de minerais :

|                                   |                                     |           |
|-----------------------------------|-------------------------------------|-----------|
| Main-d'œuvre et surveillance..... | 4,358...                            | 7 fr. 149 |
| Houille et bois.....              | 1 <sup>1</sup> / <sub>858</sub> ... | 10 767    |
| Fonte.....                        | 0,107...                            | 12 835    |
| Scories de forge.....             | 0,166...                            | 4 980     |
| Scories plombeuses.....           | 0,4191..                            | 4 191     |
| Réparations, frais divers.....    |                                     | 6 828     |

Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais. 46 fr. 748

Pour 1 tonne de minerai on obtient 0<sup>1</sup>/<sub>689</sub> de plomb d'œuvre, à la teneur moyenne de 46 grammes aux 100 kilogrammes.

Les frais de traitement sont extrêmement élevés, ce qui doit être attribué en grande partie à l'emploi de la fonte et des scories de forge, c'est-à-dire à la méthode elle-même.

La consommation de combustible est énorme ; on ne doit pas l'imputer à la méthode adoptée, mais bien plutôt à la mauvaise qualité de la houille, et pour cette raison il est impossible de comparer les frais spéciaux de l'usine silésienne avec ceux des autres usines qui emploient du combustible de bonne qualité.

Les pertes en métaux utiles sont approximativement de 0<sup>k</sup>,029 de plomb et 0<sup>k</sup>,052 d'argent, dont les valeurs commerciales s'élèvent à 14 fr. 50 et 11 fr. 544 ; la somme des valeurs des métaux perdus par le traitement de 1 tonne de minerai est donc de 36 fr. 044 ; elle est inférieure aux frais spéciaux du traitement, contrairement à ce qui a lieu dans la méthode anglaise.

### TROISIÈME OPÉRATION. — COUPELLATION DU PLOMB D'ŒUVRE.

— La coupellation du plomb d'œuvre est divisée en deux parties : dans la première on amène le métal à la teneur d'environ 8 pour 100 d'argent ; dans la seconde on pousse jusqu'à l'éclair la coupellation de cet alliage très-riche. J'ai indiqué dans le second chapitre les motifs qui ont fait adopter cette division, je n'ai plus maintenant à décrire que les détails et les résultats des deux parties de l'opération.

*Personnel.* — La coupellation, le raffinage de l'argent brut, la révivification des litharges sont dirigés par un contre-maitre, qui reçoit 1,200 francs par an ; il a sous ses ordres 4 ouvriers spéciaux et 10 manœuvres ; ces hommes font ordinairement des postes de douze heures ; les ouvriers sont payés à prix faits et gagnent en moyenne 4 francs par poste ; les manœuvres sont toujours payés à la journée et reçoivent 2 fr. 50 c. et 2 fr.

La première partie de l'opération peut être divisée en plusieurs périodes : le battage de la coupelle, le chargement et la fusion du plomb, la formation des abstrichs

Première  
partie  
de l'opération.

et des litharges impures, la production des litharges marchandes, la coulée de l'alliage riche.

*Première période. — Battage de la coupelle. —* La sole qui a servi à l'opération précédente est arrachée dès que le four est complètement refroidi; on met de côté, pour la fonte des résidus, toutes les parties qui sont pénétrées par l'oxyde de plomb; tout le reste est pulvérisé sous des pilons et peut être utilisé pour la nouvelle sole. La vieille terre de coupelle produite par une opération, pulvérisée, mesure environ 2 mètres cubes. On la mélange à sec, aussi intimement que possible, avec 3 mètres cubes de terre neuve, composée de 4 parties de marne et de 1 partie d'argile, en volume. Ce mélange contient le calcaire et l'argile à peu près, dans le rapport de 4 : 3. On préfère la marne à un mélange artificiel de calcaire et d'argile, parce qu'il faudrait beaucoup de soins pour donner à ce mélange l'homogénéité que la marne présente naturellement.

Les matières différentes, marne, argile, vieille terre de coupelle, bien pulvérisées à sec, sont mêlées à la pelle pendant plusieurs heures, et jusqu'à ce que le contre-maître estime que le mélange est rendu bien homogène; on mouille alors les matières en employant environ 10 pour 100 d'eau, et on cherche à régulariser l'imbibition par un travail à la pelle continué pendant trois heures. Les matières sont ensuite réunies en un tas de forme conique, et abandonnées à elles-mêmes pendant dix ou douze heures. Après ce temps, le contre-maître fait recommencer un nouveau travail à la pelle, et mélange intimement les diverses parties du tas conique. Les matières sont encore réunies en tas, et soumises à une digestion de plusieurs heures, suivie d'un dernier travail à la pelle.

Après toutes ces manipulations, on peut considérer les



matières diverses comme parfaitement mélangées, et comme régulièrement imprégnées d'eau; la terre est prête pour le battage de la coupelle. Pour ce travail, le chapeau mobile du four doit être placé de côté, ou soulevé à une hauteur assez grande pour que les hommes, debout dans le four, puissent travailler à leur aise. Toute la terre nécessaire à la coupelle (environ 5 mètres cubes de matières pulvérisées, mesurées sèches et sans tassement), est chargée d'une seule fois dans le four; elle est ensuite *marchée* pendant six heures par deux hommes, qui avancent régulièrement en spirale, alternativement de la circonférence vers le centre et du centre vers la circonférence; ils donnent à la surface de la coupelle à peu près la forme qu'elle doit avoir; quand les talons des hommes ne marquent plus sur la terre, ils emploient des pilons en bois, pesant environ 10 kilogrammes, et continuent à battre la coupelle jusqu'à ce que les pilons, tombant de 0<sup>m</sup>,30 de hauteur, laissent une marque à peine visible à la surface. La coupelle, alors terminée, a 0<sup>m</sup>,16 d'épaisseur au centre, et s'élève jusqu'au niveau du pont; à cette hauteur, elle est encore épaisse de 0<sup>m</sup>,10, et doit être aussi fortement tassée que vers le centre.

La préparation de la terre et le battage de la coupelle exigent au moins deux jours et 4 postes de douze heures; on peut procéder au chargement immédiatement ou plusieurs heures après le battage, suivant les besoins de l'usine.

*Seconde période. — Chargement et fusion. —* La coupelle est garnie avec de la paille, afin que la surface ne soit pas abîmée pendant le chargement; sur la paille on range les saumons, en les serrant autant que possible; le poids d'une charge est de 8,000 kilogrammes. Dès qu'elle est introduite, on met en place le chapeau mobile, on lute les bords, et on allume la houille dans le foyer.

Le feu est ensuite poussé progressivement, de manière que la fusion de la charge soit complète, et le four à la température du rouge sombre, douze heures après le commencement de la période.

Le chargement exige la présence de 4 hommes ; 1 seul suffit pour l'allumage et pendant la fusion de la charge.

*Troisième période. — Formation des produits oxydés impurs.* — L'oxydation commence et se continue rapidement par l'oxygène en excès contenu dans les flammes : le combustible n'occupe sur la grille qu'une faible épaisseur et laisse passer l'air en quantité suffisante, bien que le tirage ne soit pas très-énergique en raison de l'absence de cheminée.

Le seul métal étranger contenu dans le plomb d'œuvre est le fer ; il monte facilement à la surface, ce qui active beaucoup la purification du plomb : les premiers oxydes contiennent beaucoup d'oxyde de fer et ne sont qu'imparfaitement fondus, ce sont les *abzugs* ; l'ouvrier les sort du four à l'aide d'un râble dont l'extrémité est en bois. En très-peu de temps la majeure partie du fer est enlevée, le plomb s'oxyde en plus forte proportion, en même temps la température étant élevée au-dessus du rouge sombre, les oxydes produits entrent en fusion de plus en plus complète ; ces *abstrichs*, que l'ouvrier fait couler hors du four avec son râble, ne sont pas seulement composés d'oxydes métalliques : ils contiennent une certaine proportion de silice provenant des parois de la coupelle, rongées plus ou moins profondément par l'oxyde de plomb. La durée de la formation des *abstrichs* dépend principalement du soin avec lequel la coupelle a été battue sur les bords ; quand la terre est suffisamment tassée, les parois résistent bien à l'action corrosive de l'oxyde de plomb ; les oxydes fondus, d'abord forte-

ment colorés en brun noirâtre par le fer, deviennent rapidement plus jaunes, et prennent à peu près l'aspect de la litharge quatre heures après le commencement de la période. Quand, au contraire, la terre n'est pas assez battue, ou n'a pas sur les bords de la coupelle une épaisseur assez grande, une partie de l'argile et de la chaux est absorbée par l'oxyde de plomb ; on obtient des produits fondus, dont l'aspect se rapproche de véritables scories, et qui contiennent, en effet, beaucoup de silicates ; leur couleur dépend de la nature de la terre ; ils sont presque noirs quand l'argile est ferrugineuse, ils sont peu colorés quand l'argile employée pour la coupelle est presque pure. Dans ce cas, il se forme des abstrichs pendant plusieurs heures ; ils ne cessent de se produire que quand le niveau du bain métallique est abaissé au point où la coupelle présente une épaisseur assez grande pour résister à l'oxyde de plomb. A la Friedrichshutte, les ouvriers sont très-habiles et bien surveillés, les coupelles sont en général bien battues, et rarement les abstrichs contiennent beaucoup de silice : quatre ou tout au plus cinq heures après la fusion du plomb d'œuvre, les produits oxydés prennent l'aspect des litharges. A ce moment, l'ouvrier pousse le feu de manière à porter le four à une température intermédiaire entre le rouge sombre et le rouge vif, et le maintient à peu près stationnaire jusqu'à la fin de l'opération ; il met la buse en place et fait lancer dans le four de 3 à 4 kilogrammes d'air par minute. L'oxydation marche alors très-rapidement, le niveau du bain s'abaisse progressivement, les litharges coulent presque immédiatement après leur production ; les parois ne sont pas notablement attaquées, l'oxyde de plomb devient en très-peu de temps presque complètement pur. Sa pureté est nettement indiquée par son aspect ; la troisième période, la

formation des produits impurs, est alors terminée : il faut ordinairement une heure pour passer des abstrichs aux litharges marchandes, les oxydes formés pendant ce temps sont nommés *litharges sales* ; les premières sont assez impures pour être réunies aux abzugs et aux abstrichs, mais les dernières doivent être mises de côté pour la révivification.

La durée de la période est de cinq à six heures ; le travail, très-pénible, exige la présence de 2 ouvriers, 1 chef de poste et 1 aide ; ils ont à soigner le foyer, à faire sortir du four les produits oxydés à mesure qu'ils se forment à la surface du bain métallique, à mettre la buse en place et à régler le vent. Les abzugs et les premiers abstrichs sont, comme je l'ai déjà dit, retirés à l'aide d'un râble, mais dès que les oxydes impurs ont acquis la fluidité suffisante pour couler d'eux-mêmes hors du four, le chef de poste creuse une rigole, inclinée vers l'extérieur, dans la terre qui ferme en grande partie la porte de travail ; il l'approfondit de plus en plus, de manière à laisser sortir seulement les produits oxydés. Ces matières tombent sur le sol de l'usine et sont enlevées par l'aide. Les litharges sales tombent également sur le sol ; on ne commence à recueillir les matières fondues dans des pots en fonte que quand les litharges sont devenues tout à fait pures.

*Quatrième période. — Production des litharges. —* On augmente la quantité d'air lancé jusqu'à 7 et même 8 kilogrammes d'air par minute ; la température est maintenue presque stationnaire, un peu au-dessous du rouge vif, au degré nécessaire pour que les litharges soient parfaitement fluides : le chef ouvrier est constamment occupé à régler la profondeur de la rigole par laquelle coulent les litharges, de manière que le métal ne puisse pas sortir en même temps. Les produits oxydés

tombent dans des pots en fonte, qui sont remplacés à mesure qu'ils sont remplis. La manœuvre des pots, le transport du combustible et les soins à la grille occupent deux hommes.

On interrompt l'oxydation quand l'alliage qui reste sur la sole contient environ 8 pour 100 d'argent. Le chef de poste arrête le vent, fait couler presque toute la litharge, ensuite il puise le métal avec une cuiller à long manche en fer et le verse dans des lingotières : par ce moyen, il ne peut enlever tout le plomb riche ; il en reste un peu sur la sole ; il est recueilli sous forme de plaquettes après le refroidissement du four. Le poids de l'alliage riche ainsi obtenu est un peu variable avec la richesse du plomb d'œuvre mis en opération, richesse qui est de 60 grammes pour le plomb donné par les minerais, et de 30 grammes pour celui qui provient de la fonte des résidus. Je suppose, pour abrégér la description, qu'on mélange les deux qualités de plomb dans la proportion dans laquelle elles sont obtenues : dans cette hypothèse, le plomb d'œuvre coupellé tient 46 grammes d'argent aux 100 kilogrammes : on obtient d'une opération 450 kilogrammes d'alliage riche, à la teneur d'environ 8 pour 100.

Pour la période de formation des litharges marchandes, et pour la coulée du plomb enrichi, il faut environ vingt-quatre heures.

Dès que l'alliage riche est enlevé on retire les barreaux de la grille, et on laisse refroidir le four lentement pendant plusieurs heures ; on enlève ensuite le chapeau mobile afin que le refroidissement soit plus rapide : vingt-quatre heures après il est possible d'entrer dans le four et d'arracher la sole pour commencer une nouvelle opération.

La première partie de la coupellation, faite sur

8,000 kilogrammes de plomb d'œuvre, exige en résumé :

Deux jours pour la préparation des terres et le battage de la coupelle ;

Quarante-deux heures pour l'opération elle-même ;

Trente-six heures pour le refroidissement.

On fait ordinairement une opération par semaine dans chaque four, avec 2 ouvriers spéciaux ou chefs coupelleurs et 6 manœuvres : on doit compter 4 postes de 12 heures pour les ouvriers et 12 postes de manœuvres. Les mêmes hommes travaillent alternativement aux deux fours de coupelle, et peuvent aisément faire dans l'année les 82 opérations qui sont nécessaires pour les 656,50 de plomb d'œuvre que donne le traitement des minerais.

*Produits.* — L'opération que je viens de décrire donne différents produits : 57 tonnes d'alliage tenant environ 8 pour 100 d'argent ; 503 tonnes de litharges marchandes, jaunes et rouges ; 35 tonnes de litharges impures, destinées à la révivification ; 61 tonnes d'abstrieux, d'abzugs et de litharges très-sales, qui sont repassées dans la fonte des résidus ; 58 tonnes de fonds de coupelles, reportés à la même fonte. Les réparations aux fours sont peu fréquentes, et on peut, pour cette raison, considérer comme négligeable la quantité des fragments de briques imprégnés d'oxyde de plomb, obtenus dans la reconstruction des parois et de la voûte.

L'alliage riche est très-pur ; il renferme, d'après les essais, environ 312 kilogrammes d'argent ; sa teneur exacte ne peut pas être déterminée, parce que les lingots ne sont pas homogènes, ne contiennent pas la même proportion d'argent dans toutes leurs parties ; les essais sont faits nécessairement sur de petits morceaux coupés aux extrémités des lingots : en admettant ce chiffre de 312 kilogrammes comme une approximation, on voit qu'il ne

doit rester que très-peu d'argent dans les autres produits de l'opération.

Les litharges marchandes contiennent à peine des traces de cuivre, en raison de la pureté des minerais ; elles sont en partie compactes, en partie cristallines, et on obtient généralement les deux qualités dans la proportion sensiblement constante de 2 parties litharges jaunes et 1 partie litharges en paillettes ; dans l'année on produit (en nombres ronds) 180 tonnes de litharges rouges et 323 tonnes de litharges jaunes. Elles renferment très-peu de grenailles de plomb métallique, car elles rendent à l'essai moins de 3 grammes d'argent par 100 kilogrammes. Les litharges marchandes doivent contenir de 14 à 15 kilogrammes d'argent.

Les abstrichs, les abzugs, les litharges très-impures, qui sont réservés pour la fonte des résidus, contiennent très-peu d'argent, et rendent à l'essai de 60 à 90 pour 100 de plomb ; les fonds de coupelles renferment un peu d'argent et rendent à l'essai environ 35 pour 100 de plomb ; les 119 tonnes de ces produits divers doivent contenir à peu près 56 tonnes de plomb et 6 kilogrammes d'argent. Les litharges impures, qui sont révivifiées, contiennent un peu moins de plomb que les litharges marchandes ; elles ont à peu près la même teneur en argent : les 33 tonnes de litharges à révivifier renferment donc 30 tonnes de plomb et près de 1 kilogramme d'argent. La première partie de la coupellation donne en résumé : 37 tonnes d'alliage riche, tenant 312 kilogrammes d'argent et 36<sup>k</sup>,70 de plomb ; et des produits divers qui renferment : 21<sup>k</sup>,50 d'argent et 549 tonnes de plomb ; on obtient dans les divers produits 353<sup>k</sup>,50 d'argent et 585<sup>k</sup>,70 de plomb.

Le plomb d'œuvre contient 656<sup>k</sup>,40 de plomb et 307<sup>k</sup>,30 d'argent.

Il y a donc plus d'argent dans les produits que les essais n'en indiquent dans le plomb d'œuvre, et, au contraire, la perte en plomb est de 71 tonnes environ, soit de 10,80 pour 100. La perte réelle est probablement moins forte, parce que les essais des produits ne donnent pas leur richesse véritable, et qu'ils accusent certainement moins de métal que n'en contiennent les produits divers. Je crois qu'on peut admettre sans grande inexactitude que la coupellation fait perdre par volatilisation moins de 9 pour 100 de plomb; la proportion d'argent volatilisé est moindre dans la coupellation en grand que dans les essais de laboratoire.

*Considérations économiques.* — Dans une opération, on brûle environ 2<sup>h</sup>,60 de houille, consommation beaucoup plus forte que celle des autres usines qui se servent, pour la coupellation faite dans des fours analogues, de combustible minéral de meilleure qualité; ce désavantage est compensé largement par la facilité avec laquelle brûle la houille silésienne; on n'a pas besoin d'activer le tirage par une cheminée, les pertes par volatilisation sont relativement très-faibles.

Pour les 82 opérations, les dépenses sont les suivantes :

|                                        |                         |                         |              |
|----------------------------------------|-------------------------|-------------------------|--------------|
| Main-d'œuvre                           | batlage des coupelles.. | 328 jours à 2 fr. 50 c. | 820 francs.  |
|                                        | chefs coupelleurs....   | 328 — 4 00              | 1312         |
|                                        | aidés.....              | 656 — 2 00              | 1312         |
| Houille.....                           | 211 tonnes              | 6 00                    | 1266         |
| Terre de coupelle.....                 | 246 m.c.                | 10 00                   | 2460         |
| Outils, réparations, frais divers..... |                         |                         | 1000         |
| Dépenses spéciales.....                |                         |                         | 8170 francs. |

La valeur des 71 tonnes de plomb perdu par volatilisation est de 35,500 francs, et par conséquent de beaucoup supérieure aux frais spéciaux.



La coupellation du plomb riche est faite par les mêmes ouvriers, et dans l'un des deux fours qui servent à la première partie de l'opération. La sole est battue de la même manière, et la charge est ordinairement de 8,000 kilogrammes. Le travail est conduit d'une manière un peu différente, à cause de la pureté et de la richesse du plomb argentifère.

La première période, chargement et fusion du plomb, exige encore environ douze heures ; on pousse ensuite rapidement le feu, et on commence à donner le vent dès que le métal est à une température assez élevée pour que les litharges soient bien fluides ; il ne se forme des produits oxydés impurs que dans le cas où la sole a été mal battue, et se laisse corroder sur les bords par l'oxyde de plomb. On obtient en général presque immédiatement des litharges marchandes, que le chef coupelleur fait couler dans des pots en fonte par une rainure pratiquée dans le bord de la coupelle, au milieu de la porte de travail. Le bain métallique étant très-riche en argent, l'ouvrier doit apporter la plus grande attention à la sortie des litharges, afin d'éviter qu'elles entraînent des grenailles : l'oxydation n'est pas poussée très-rapidement, on ne lance que 7 kilogrammes d'air par minute. Vers la fin de l'opération, les litharges sont toujours très-notablement argentifères, malgré l'habileté et l'attention constante de l'ouvrier ; les dernières litharges sont mises de côté pour être révivifiées, tandis que les premières peuvent encore être livrées au commerce. La teneur des litharges en argent va toujours en augmentant depuis le commencement de l'oxydation jusqu'à l'éclair ; on ne peut fixer aucune limite constante entre les litharges marchandes et les litharges riches ; c'est au chef de l'atelier et au chef coupelleur qu'il appartient de fixer, à chaque coupellation, le moment où les

dernières litharges doivent être mises de côté pour la ré-vivification. Ce moment arrive en général quand il reste sur la sole 600 kilogrammes de plomb. L'ouvrier doit d'ailleurs toujours apporter le même soin dans son travail, afin de diminuer le plus possible la perte en argent.

Quand le plomb est presque entièrement oxydé, l'ouvrier pousse un peu plus le feu, et diminue la quantité de vent lancé, dans le but de faire *passer l'éclair* lentement à une haute température. L'éclair est ordinairement très-net, et se produit quand le métal contient encore 2 pour 100 de plomb : dès qu'il a eu lieu, l'ouvrier fait tomber le feu, arrête le vent, refroidit l'argent avec de l'eau, et fait sortir la *plaque* par la porte de travail : elle est immédiatement débarrassée à petits coups de marteau de la terre de coupelle et de la litharge adhérentes à la surface, puis coupée en morceaux et pesée.

Il faut environ trente-six heures pour la formation des litharges ; l'opération est terminée en quarante-huit heures ; le refroidissement du four est conduit comme dans la coupellation du plomb d'œuvre.

*Main-d'œuvre.* — La préparation des terres et le battage de la coupelle sont faits par 2 ouvriers, et emploient 4 journées de 12 heures : pour le chargement et le travail, il faut 4 journées de chefs coupelleurs et 10 journées d'aides ou de manœuvres. Ces hommes sont payés comme je l'ai précédemment indiqué.

*Produits et consommations.* — La coupellation de 8,000 kilogrammes de plomb riche donne les produits suivants :

|                                                                             |       |                    |          |
|-----------------------------------------------------------------------------|-------|--------------------|----------|
| Un gâteau d'argent brut pesant environ 65k et contenant 65k,700 d'arg. fin; |       |                    |          |
| 7000 kilogrammes de litharges marchandes,                                   |       |                    |          |
| contenant.....                                                              | 6440k | de plomb et 0 ,420 | —        |
| 600 kilog. de litharges riches, conten.                                     | 552   | —                  | 0 ,150 — |
| 900 — de fonds de coupelles, cont.                                          | 500   | —                  | 0 ,150 — |

On retire donc dans les produits  
divers..... 7292k de plomb.. 64k,420 d'argent.

c'est-à-dire à peu près la quantité d'argent indiquée par les essais dans le plomb riche mis en opération, mais beaucoup moins de plomb : la perte de ce dernier métal, qui doit être attribuée à la volatilisation, est d'environ 700 kilogrammes ou de 8,77 pour 100.

Les litharges marchandes rendent en moyenne 6 grammes d'argent aux 100 kilogrammes : les litharges riches contiennent au moins 25 grammes. Les fonds de coupelles sont beaucoup plus riches en argent, parce que le métal pénètre toujours dans les fissures de la sole : leur teneur exacte ne peut pas être déterminée ; ils contiennent approximativement 50 grammes d'argent par 100 kilogrammes de plomb.

Les résultats cités plus haut sont ceux d'une opération faite dans de bonnes conditions ; mais on obtient assez fréquemment une certaine quantité de litharges impures, quand les bords de la coupelle se laissent attaquer par l'oxyde de plomb en fusion.

Pour coupler 37 tonnes de plomb riche, contenant 312 kilogrammes d'argent, il faut cinq opérations, dont une est faite sur 5 tonnes seulement ; elles produisent :

|                              |                            |                                   |         |
|------------------------------|----------------------------|-----------------------------------|---------|
| Argent brut.....             | 317 kilog., contenant..... | 310 <sup>k</sup> ,660 d'arg. fin; |         |
| Litharges marchandes. 34,800 |                            |                                   |         |
| contenant.....               | 32 tonnes de plomb et      | 2,068                             | —       |
| Litharges riches.....        | 3 <sup>k</sup> ,800        |                                   |         |
| contenant.....               | 2 <sup>k</sup> ,576        | —                                 | 0,700 — |
| Fonds de coupelles ...       | 4 <sup>k</sup> ,125        |                                   |         |
| contenant.....               | 1,375                      | —                                 | 0,700 — |

Les produits renferment en

somme..... 35<sup>k</sup>,951 de plomb et 314<sup>k</sup>,148 d'arg. fin.

La perte de plomb par volatilisation est de 2 tonnes environ ; on obtient, au contraire, 2<sup>k</sup>,148 d'argent de plus que les essais ne l'indiquaient pour le plomb enrichi : l'argent brut contient 99,57 pour 100 de l'argent du plomb d'œuvre ; ces résultats ne peuvent être expli-

qués que par l'inexactitude des essais faits au laboratoire, et dans lesquels on perd plus d'argent que dans la coupellation faite à l'usine.

Les dépenses spéciales sont :

|                                        |   |                                               |             |
|----------------------------------------|---|-----------------------------------------------|-------------|
| Main-d'œuvre                           | { | battage des coupelles. 20 jours à 2 fr.50 c.. | 50 francs.  |
|                                        |   | chefs coupelleurs.... 20 — 4 00               | 80          |
|                                        |   | aides..... 50 — 2 00                          | 100         |
| Houille.....                           |   | 13 tonnes à 6 00                              | 78          |
| Terre de coupelle.....                 |   | 15 m.c. à 10 00                               | 150         |
| Outils, réparations, frais divers..... |   |                                               | 60          |
| Dépenses spéciales.....                |   |                                               | 518 francs. |

La valeur des 2 tonnes de plomb perdu est de 1,000 francs, et de beaucoup supérieure aux frais spéciaux.

Dans l'exposé des dépenses faites dans les deux parties de la coupellation, je n'ai pas tenu compte du chef de l'atelier ; il dirige la coupellation, le raffinage et la revivification des litharges ; je porterai ses appointements de 1,200 francs dans le tableau des frais de coupellation et de raffinage, après avoir décrit cette opération.

**RAFFINAGE DE L'ARGENT BRUT.** — L'argent est raffiné en 6 opérations dans le petit four à réverbère, représenté pl. II, fig. 12, 13, 14.

Le travail est fait par le chef de l'atelier, assisté d'un seul ouvrier ; il est ordinairement surveillé par l'ingénieur de l'usine, qui vérifie toutes les pesées.

**Opération.** — La coupelle en os calcinés, préparée longtemps à l'avance, est mise en place sur les banquettes dans le four complètement froid ; on charge 58 kilogrammes environ d'argent brut, coupé en morceaux ; on met en feu, et on chauffe progressivement jusqu'au rouge vif, température à laquelle l'argent est en pleine fusion. Sous l'influence de l'oxygène en excès contenu dans les flammes, le plomb s'oxyde et la litharge produite est absorbée par la coupelle : la fusion est main-

tenue jusqu'à l'entière purification de l'argent, c'est-à-dire jusqu'au moment où la surface métallique devient et reste parfaitement brillante, et réfléchit comme un miroir les inégalités de la voûte. Quand ce point est atteint, le chef d'atelier prépare la coulée; il perce avec un ringard pointu le fond de la coupelle, et remplit successivement les deux lingotières en fonte, préalablement chauffées dans l'intervalle des banquettes.

On évite la perte en argent que produirait le rochage en couvrant la surface libre de chaque lingotière avec une planche chargée par des poids. Les inégalités que produit le rochage à la surface de chaque lingot sont, plus tard, aplaties à coups de marteau.

L'opération entière est terminée en cinq heures : on compte trois heures pour la fusion, deux heures pour l'oxydation du plomb ou pour le raffinage proprement dit : pendant ce temps, on brûle 0<sup>e</sup>,75 de houille. On n'obtient que deux produits : l'argent fin, dont le titre est de 907 à 998 millièmes, et la coupelle imprégnée de plomb ; on peut négliger la perte en argent par volatilisation, qui est certainement très-faible.

*Produits et consommations.* — Les 317 kilogrammes d'argent brut, raffinés en six opérations, produisent 310 kilogrammes d'argent raffiné et 0<sup>e</sup>,80 de fonds de coupelles, contenant un peu de plomb et d'argent. Les dépenses principales sont les suivantes :

|                              |                                    |             |
|------------------------------|------------------------------------|-------------|
| Main-d'œuvre.....            | 3 journées à 2 francs....          | 6 francs.   |
| Houille.....                 | 4 <sup>e</sup> ,50..... à 6 — .... | 27          |
| 6 coupelles à 35 francs..... |                                    | 210         |
| Outils, frais divers.....    |                                    | 25          |
|                              | Dépenses spéciales.....            | 298 francs. |

La plus grande partie du travail est faite par le chef de l'atelier ; mais il me paraît peu utile de mettre en

évidence quelle portion de ses appointements est à la charge du raffinage.

**RÉVIVIFICATION DES LITHARGES.**— Le traitement du plomb d'œuvre produit une certaine quantité de litharges trop riches en argent ou trop sales pour être vendues, et qui cependant ne doivent pas être reportées à la fonte des résidus ; elles sont révivifiées séparément dans le petit four à manche, représenté pl. II, fig. 8 et 9. Les litharges riches donnent du plomb d'œuvre bon à coupler ; les litharges impures donnent du plomb qui est livré au commerce.

Les quantités à traiter dans l'année sont : litharges impures, 33 tonnes ; litharges riches, 2<sup>t</sup>,80. Ces deux qualités sont fondues successivement dans la même campagne, dans laquelle on commence par les litharges impures.

Le four est réparé longtemps à l'avance, et peut être rapidement mis en feu ; on le chauffe au rouge en deux ou trois heures ; on charge ensuite quelques paniers de scories contre la warme, on met la buse en place, on donne le vent, et on cherche à fermer le nez ; dès qu'on est parvenu à lui donner la longueur de 0<sup>m</sup>,15 à 0<sup>m</sup>,18, on commence à charger les litharges impures contre la warme et la houille contre la poitrine ; on remplit peu à peu le four, on diminue progressivement la proportion du combustible à mesure que le four est plus chaud et que la fusion se fait plus facilement. La houille se mélange en grande partie avec les litharges, ce qui est nécessaire pour leur réduction rapide ; le nez est bientôt complètement rongé, cependant la fonte peut se continuer aisément jusqu'à ce que les 35<sup>t</sup>,80 de litharges aient été révivifiées, ce qui exige moins de trois jours.

Le travail des ouvriers comprend : le chargement des matières par le gueulard, et les soins au creuset. Le

chargement ne demande pas de grandes précautions, surtout quand le ncz a disparu ; il n'est pas nécessaire que le combustible et les litharges soient nettement séparés. Dans le creuset se réunissent le plomb métallique et des scories ; le plomb passe presque seul dans l'avant-creuset, et n'y est recouvert que d'une croûte mince de scories : elle est à peine suffisante pour le préserver de la solidification par refroidissement dans l'intervalle des coulées ; la majeure partie des scories est retenue dans le creuset lui-même, en raison de la forme particulière donnée au bas du four, et s'oppose très-efficacement à la volatilisation. Trois fois dans chaque poste de huit heures le fondeur fait couler dans le bassin extérieur toutes les matières fondues que contiennent le creuset et l'avant-creuset ; il bouche après chaque coulée l'ouverture de l'avant-creuset avec une plaquette de scories et du menu combustible. Dans le bassin extérieur la scorie est d'abord enlevée dès qu'elle est entièrement solidifiée ; le plomb est ensuite écumé et moulé en lingots. La scorie, toujours riche en plomb, est portée à la fonte des résidus.

Trois hommes, pour chaque poste de huit heures, suffisent au travail ; la révivification des 35<sup>l</sup>,80 de litharges n'exige pas plus de 27 journées de main-d'œuvre ; on brûle, pour la mise en feu et pour la fusion, 11 tonnes de houille.

*Produits et consommations.* — On obtient trois produits : le plomb métallique, divisé en deux qualités d'après celles des litharges ; les scories, dont la richesse en plomb est très-variable ; les débris de brasques et de briques donnés par les réparations du four.

On obtient en lingots 89 de plomb pour 100 de litharges, soit 2<sup>l</sup>,50 de plomb argentifère, tenant 28 grammes d'argent aux 100 kilogrammes ; et 29<sup>l</sup>,35 de plomb pauvre, destiné à la vente.

Les scories sont produites par l'action corrosive de l'oxyde de plomb sur la matière siliceuse des briques, et rendent à l'essai de 8 à 15 pour 100 de plomb; on n'en obtient pas plus de 2 tonnes; elles forment donc un produit tout à fait secondaire, dont je n'ai pas à m'occuper. Il en est de même des matières plombeuses retirées des parois et de la brasque.

Le métal que renferment ces produits secondaires n'étant pas entièrement perdu, puisqu'on en retire une grande partie dans la fonte des résidus, on peut admettre que la révivification ne fait pas perdre 3 pour 100 du plomb contenu dans les litharges, et que pour l'argent la perte est d'environ 1 kilogramme; c'est la quantité de métal fin qui reste dans le plomb marchand.

Les dépenses spéciales de la révivification sont :

|                                        |                        |                      |
|----------------------------------------|------------------------|----------------------|
| Main-d'œuvre....                       | 27 jours à 1 fr. 50 c. | 40 fr. 50 c.         |
| Bouille.....                           | 11 tonnes à 6 00       | 66 00                |
| Outils, réparations, frais divers..... |                        | 100 00               |
| Dépenses spéciales.....                |                        | <u>206 fr. 50 c.</u> |

#### Résumé.

Je vais maintenant présenter le résumé des résultats obtenus dans le traitement du plomb d'œuvre, donner la somme des dépenses et des consommations, et faire le calcul des frais spéciaux rapportés à la tonne de plomb d'œuvre et à la tonne de minerais.

**Produits.** — On soumet à la coupellation 656<sup>k</sup>,50 de plomb d'œuvre, contenant 307<sup>k</sup>,50 d'argent, d'après les essais de laboratoire; on en retire :

310 kilogrammes d'argent raffiné et 2<sup>k</sup>,50 de plomb, à la teneur de 28 grammes, renfermant 0<sup>k</sup>,700 d'argent; ce métal est traité par coupellation, et rend au moins autant d'argent que les essais en indiquent. On peut donc considérer la production réelle de l'argent comme étant de 310<sup>k</sup>,700;



537<sup>l</sup>,80 de litharges marchandes (350 de litharges jaunes et 187<sup>l</sup>,80 de litharges rouges), contenant 495 tonnes de plomb métallique;

29<sup>l</sup>,55 de plomb pauvre, livré directement au commerce;

124 tonnes environ de produits divers, abstrichs, abzugs, etc., qui contiennent à peu près 57<sup>l</sup>,40 de plomb et 7<sup>k</sup>,50 d'argent; ils sont traités dans la fonte des résidus, et j'en ai tenu compte précédemment dans le calcul du rendement des minerais en plomb d'œuvre.

On retire donc du plomb d'œuvre, soit dans les produits définitifs, soit dans les produits qui rentrent dans le traitement, 10<sup>k</sup>,700 d'argent en plus de la quantité signalée par les essais; on perd 74<sup>l</sup>,75 de plomb, soit 11,58 pour 100.

Les produits donnés par 1 tonne de plomb d'œuvre sont :

|                        |                                   |                               |              |
|------------------------|-----------------------------------|-------------------------------|--------------|
| Argent raffiné.....    | 0 <sup>k</sup> ,4755.             |                               |              |
| Litharges marchandes.. | 0 <sup>k</sup> ,819, contenant... | 0 <sup>l</sup> ,754 de plomb. |              |
| Plomb pauvre.....      | —                                 | .... 0,045                    | —            |
| Produits divers.....   | 0 <sup>k</sup> ,188..             | —                             | .... 0,088 — |

La perte réelle en plomb est de 0<sup>l</sup>,113.

J'ai dit, au commencement de la description, que les 952 tonnes de minerais contiennent, d'après les essais, 604<sup>l</sup>,40 de plomb et 350<sup>k</sup>,552 d'argent; on en retire comme seuls produits utiles :

|                       |                                    |                                |              |
|-----------------------|------------------------------------|--------------------------------|--------------|
| Argent raffiné.....   | 340 <sup>k</sup> ,700.             |                                |              |
| Litharges marchandes. | 557 <sup>l</sup> ,80, contenant... | 403 <sup>l</sup> ,00 de plomb. |              |
| Plomb pauvre. ....    | 29,55                              | —                              | .... 29,55 — |

Les pertes sont par conséquent de : 39<sup>k</sup>,852 d'argent et 80 tonnes de plomb, dont la valeur est de 48,845 francs, tandis que celle des produits est de 379,550 francs.

Chaque tonne de minerais donne en moyenne :

|                       |                                |               |
|-----------------------|--------------------------------|---------------|
| Argent.....           | 0k,3263, dont la valeur est de | 72 fr. 44 c.  |
| Litharges marchandes. | 0k,5544 — —                    | 304 92        |
| Plomb pauvre.....     | 0k,0308 — —                    | 15 40         |
| Valeur produite.....  |                                | 392 fr. 76 c. |

Les pertes faites dans tout le traitement sont de :

Argent, 0k,0418; plomb, 0k,084.

Leur valeur est de 51 fr. 28 c. La fonte des minerais et des résidus fait perdre en plomb et en argent pour 36 fr. 44 c.; il ne reste donc à la charge de la coupellation que 14 fr. 84 c. pour la valeur des métaux perdus.

*Consommations.* — Les dépenses spéciales de la coupellation, du raffinage et de la revivification, sont :

|                                        |               |                  |
|----------------------------------------|---------------|------------------|
| Main-d'œuvre et surveillance.          | 1,732 jours.. | 4,920 fr. 50 c.  |
| Houille.....                           | 239k,50....   | 1,437 00         |
| Terre de coupelle.....                 | 261m.c....    | 2,610 00         |
| Coupelles en os calcinés.....          |               | 210 00           |
| Outils, réparations, frais divers..... |               | 1,185 00         |
| Frais spéciaux.....                    |               | 10,362 fr. 50 c. |

Soit par tonne de plomb d'œuvre :

|                                                             |            |              |
|-------------------------------------------------------------|------------|--------------|
| Main-d'œuvre et surveillance...                             | 2k,64....  | 7 fr. 49 c.  |
| Houille.....                                                | 0k,365.... | 2 19         |
| Coupelles.....                                              |            | 4 29         |
| Outils, réparations, frais divers.....                      |            | 1 92         |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne<br>de plomb d'œuvre..... |            | 15 fr. 89 c. |

Pour 1 tonne de minerais, les frais spéciaux sont :

|                                                |            |            |
|------------------------------------------------|------------|------------|
| Main-d'œuvre.....                              | 11,819.... | 5 fr. 168  |
| Houille.....                                   | 0k,251.... | 1 506      |
| Coupelles.....                                 |            | 2 962      |
| Réparations, frais divers.....                 |            | 1 249      |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais |            | 10 fr. 885 |

Le résumé des frais de tout le traitement, fontes des minerais et des résidus, coupellation, raffinage et révivification, est indiqué par le tableau suivant :

|                                                |              |                  |
|------------------------------------------------|--------------|------------------|
| Main-d'œuvre et surveillance.                  | 5,862 jours. | 11,726 fr. 52 c. |
| Houille.....                                   | 1,985,50...  | 11,457 00        |
| Bois.....                                      | 23,00...     | 230 00           |
| Fonte.....                                     | 101,84...    | 12,217 20        |
| Scories de forge.....                          | 158,42...    | 4,752 60         |
| Scories anciennes.....                         | 399,00...    | 3,990 00         |
| Coupelles.....                                 |              | 2,820 00         |
| Outils, réparations, soufflerie, frais divers. |              | 7,685 00         |
| Frais spéciaux de tout le traitement....       |              | 54,878 fr. 52 c. |

Soit par tonne de minerais :

|                                                     |             |            |
|-----------------------------------------------------|-------------|------------|
| Main-d'œuvre et surveillance.....                   | 6,158.....  | 12 fr. 317 |
| Combustibles.....                                   | 2,11.....   | 12 276     |
| Fonte.....                                          | 0,107.....  | 12 833     |
| Scories de forge.....                               | 0,166.....  | 4 980      |
| Scories anciennes.....                              | 0,4191..... | 4 191      |
| Coupelles.....                                      |             | 2 962      |
| Frais divers.....                                   |             | 8 077      |
| Frais spéciaux du traitement de 1 tonne de minerais |             | 57 fr. 636 |

Ces frais sont très-élevés, et seraient encore plus forts si les machines soufflantes devaient être mises en mouvement par la vapeur. Je ne connais ni les prix auxquels les minerais sont comptés à l'usine, ni les frais généraux ; il m'est impossible d'établir exactement les comptes définitifs et les bénéfices réalisés. Ce calcul n'aurait du reste aucune importance ; on ne peut faire de comparaison entre la Friedrichshütte, usine royale, construite depuis très-longtemps, traitant des minerais provenant en grande partie des exploitations royales, et d'autres usines appartenant à des particuliers, et recevant des minerais analogues, exploités soit par les compagnies elles-mêmes, soit par d'autres sociétés particulières. Les chiffres que j'ai cités, pour les frais spéciaux et pour les résultats obtenus, suffisent pour mettre en évidence les

inconvenients de la méthode adoptée en Silésie. Les frais spéciaux pourraient être notablement diminués, comme je l'ai dit dans le chapitre II, par la substitution des minerais de fer aux réactifs désulfurants employés, la fonte et les scories de forge.

OBSERVATIONS SUR LES DEUX MÉTHODES, ANGLAISE ET SILÉSIENNE. — Les usines anglaises et la Friedrichshütte sont placées dans des conditions tellement différentes que la comparaison rigoureuse des deux méthodes est impossible; il y a cependant un grand intérêt à mettre en regard les nombres qui indiquent, dans les deux pays, les frais spéciaux du traitement complet des minerais et du traitement spécial du plomb d'œuvre, ceux qui représentent la valeur des produits obtenus et des métaux perdus. L'étude attentive de ces chiffres fait comprendre très-clairement quel est le motif réel de l'invention de M. Pattinson, et dans quelles circonstances ce procédé peut être avantageux. Je dois en premier lieu signaler les principales différences qui existent entre l'Angleterre et la Silésie.

En Angleterre les combustibles sont de très-bonne qualité et à des prix très-modérés; la main-d'œuvre est très-chère, mais les ouvriers sont habiles et très-énergiques; les usines achètent les minerais très-purs, riches en plomb, pauvres en argent, et doivent ordinairement les payer à des prix très-élevés. Les bénéfices réalisés par tonne de minerais sont nécessairement très-faibles, et par suite il est indispensable de traiter annuellement un nombre considérable de tonnes pour pouvoir donner aux intéressés des dividendes convenables. L'attention des directeurs est appelée en première ligne sur les achats de minerais et de matières premières, et sur la vente des produits, c'est-à-dire sur la partie commerciale de l'entreprise; le traitement métallurgique a pour eux

une importance moins grande, et dans cette partie de leur affaire les directeurs s'attachent surtout à diminuer la perte en plomb. Les litharges, produites en masses considérables, ne pourraient pas être facilement vendues à des prix raisonnables; les usines ne doivent donner comme produits marchands que le plomb métallique et l'argent.

En Silésie, le combustible est à bon marché, mais de qualité très-inférieure; on doit se servir de houille dans les fours à tuyères, parce que le coke produit dans le pays est trop mauvais. L'usine ne reçoit annuellement qu'une quantité de minerais relativement très-faible, le directeur n'a pas à se préoccuper de leur prix de revient; son *devoir* est d'en tirer le meilleur parti possible, en produisant de l'argent raffiné et des litharges; celles-ci sont pures et belles, elles sont vendues très-facilement et généralement à des prix supérieurs au nombre (550 francs par tonne) que j'ai adopté comme terme de comparaison de la valeur produite par le traitement métallurgique dans les diverses usines.

Il ne faut pas perdre de vue ces différences essentielles entre l'Angleterre et la Silésie, quand il s'agit d'interpréter les chiffres qui représentent les frais spéciaux, les pertes et les valeurs produites dans les usines des deux pays. Je commencerai par rappeler tout ce qui se rapporte au traitement des minerais, j'insisterai ensuite sur les résultats des deux méthodes pour le traitement du plomb d'œuvre.

#### TRAITEMENT DES MINERAIS.

FRAIS ET CONSOMMATIONS RAPPORTÉS A 1 TONNE DE MINERAIS.

|                               | En Angleterre.       | En Silésie.         |
|-------------------------------|----------------------|---------------------|
| Main-d'œuvre et surveillance. | 24,571... 10 fr. 589 | 6,458... 12 fr. 317 |
| Combustibles.....             | 0,713... 4 866       | 2,11... 12 276      |
| <i>A reporter</i> .....       | 15 fr. 455           | 24 fr. 593          |

|                           |                          |       |                               |
|---------------------------|--------------------------|-------|-------------------------------|
| <i>Report</i> .....       | 15 fr. 455               | ..... | 24 fr. 503                    |
| Fondants et réactifs..... | 0 <sup>e</sup> ,043... 0 | 521   | 0 <sup>e</sup> ,6921.. 22 004 |
| Coupelles.....            | 0                        | 094   | ..... 2 962                   |
| Frais divers.....         | 2                        | 484   | ..... 8 077                   |
| Frais spéciaux.....       | 18 fr. 554               | ..... | 57 fr. 636                    |

## MÉTAUX PERDUS.

| En Angleterre.           |                                        | En Silésie.                                          |           |
|--------------------------|----------------------------------------|------------------------------------------------------|-----------|
| Plomb..                  | 0 <sup>e</sup> ,065, valeur. 32 fr. 50 | 0 <sup>e</sup> ,084, dont la valeur est de 42 fr. 00 |           |
| Argent..                 | 0 <sup>e</sup> ,056 — 12 43            | 0 <sup>e</sup> ,0418 — — 9 28                        |           |
| Valeur des métaux perdus | 44 fr. 93                              | .....                                                | 51 fr. 28 |

## PRODUITS OBTENUS.

| En Angleterre.         |                               | En Silésie.                                           |            |
|------------------------|-------------------------------|-------------------------------------------------------|------------|
| Argent.....            | 0 <sup>e</sup> ,178 59 fr. 51 | 0 <sup>e</sup> ,3265, dont la valeur est de 72 fr. 44 |            |
| Plomb marchand         | 0 <sup>e</sup> ,715 537 50    | 0 <sup>e</sup> ,0508 — — 15 40                        |            |
| Litharges.....         | .....                         | 0,5544 — — 304 92                                     |            |
| Valeur des produits... | 597 fr. 01                    | .....                                                 | 592 fr. 76 |

La tonne de minerais, d'après les essais faits par voie sèche au moment de la réception, contient, dans les deux cas :

|                   |                                      |                                      |
|-------------------|--------------------------------------|--------------------------------------|
| Plomb...          | 0 <sup>e</sup> ,780... 390 fr. 00 c. | 0 <sup>e</sup> ,660... 330 fr. 00 c. |
| Argent...         | 0 <sup>e</sup> ,234... 51 94         | 0 <sup>e</sup> ,5685.. 81 50         |
| Valeur contenue.. | 441 fr. 94 c.                        | ..... 411 fr. 50 c.                  |

D'après ces nombres, les frais spéciaux du traitement et la perte en plomb sont bien plus élevés en Silésie qu'en Angleterre ; d'un autre côté, l'écart entre la valeur des métaux contenus dans les minerais et la valeur produite est plus considérable en Angleterre ; il est de 44 fr. 93 c., tandis qu'en Silésie il s'élève seulement à 18 fr. 74 c.

On peut comparer pratiquement les deux méthodes en faisant les additions de ces nombres avec ceux qui représentent les frais spéciaux :

|                                                 |            |
|-------------------------------------------------|------------|
| Pour la méthode anglaise, cette somme est de... | 63 fr. 494 |
| Pour la méthode silésienne, elle est de.....    | 76 376     |

Ces chiffres démontrent la supériorité de la méthode

anglaise prise dans son ensemble, c'est-à-dire pour le traitement des minerais pour plomb d'œuvre, et de ce dernier pour argent et pour plomb marchand. Le résultat serait bien différent si, dans une usine favorablement placée au point de vue du combustible, la méthode silésienne était appliquée avec la modification que j'ai précédemment indiquée, la substitution du minerai de fer, comme fondant et réactif désulfurant, à la fonte, aux scories de forge et même aux scories plumbeuses anciennes.

Je considère du reste comme parfaitement démontré que le traitement des minerais au réverbère et par réactions est toujours plus économique que la fonte au four à tuyère avec des réactifs ferreux ; la première méthode doit être employée toutes les fois que les minerais sont riches en plomb, pauvres en argent, et que leur gangue ne renferme ni quartz ni silicates. Je n'ai pas l'intention de faire ici la critique du procédé silésien, et d'examiner si, en raison de la nature des gangues, les minerais de la Silésie pourraient être traités au réverbère. Je vais maintenant considérer avec attention les résultats obtenus dans les deux méthodes pour le traitement du plomb d'œuvre ; pour cette partie des deux procédés métallurgiques la comparaison est possible, parce qu'il est facile de se rendre compte des pertes qui seraient faites et des produits qui seraient obtenus si les plombs avaient la même teneur en argent.

#### TRAITEMENT DU PLOMB D'ŒUVRE.

FRAIS ET CONSOMMATIONS, PAR TONNE DE PLOMB D'ŒUVRE.

|                     | En Angleterre. |           | En Silésie. |            |
|---------------------|----------------|-----------|-------------|------------|
| Main-d'œuvre....    | 04,6145...     | 2 fr. 844 | 21,64...    | 7 fr. 490  |
| Houille.....        | 04,0726...     | 0 435     | 04,365..    | 2 190      |
| Coupelles.....      | 0              | 140       | .....       | 4 290      |
| Frais divers.....   | 0              | 569       | .....       | 1 920      |
|                     |                | <hr/>     |             | <hr/>      |
| Frais spéciaux..... |                | 3 fr. 968 | .....       | 15 fr. 890 |

## MÉTAUX PERDUS.

|                             |                                                                                    |   |   |              |                          |
|-----------------------------|------------------------------------------------------------------------------------|---|---|--------------|--------------------------|
| Argent...                   | 0k,025, dont la valeur est de 5 fr. 55 c. (Il y a augmentation dans le rendement). |   |   |              |                          |
| Plomb...                    | 0,018                                                                              | — | — | 9 00         | 0,138,..... 56 fr. 90 c. |
| Valeur des métaux perdus... |                                                                                    |   |   | 14 fr. 55 c. | 56 fr. 90 c.             |

## PRODUITS OBTENUS.

|                                 |           |              |               |               |
|---------------------------------|-----------|--------------|---------------|---------------|
| Argent...                       | 0k,267... | 59 fr. 27 c. | 0k,4735...    | 108 fr. 12 c. |
| Plomb....                       | 0,982..   | 491 00       | 0,045....     | 22 50         |
| Litharges.....                  |           |              | 0,819...      | 450 45        |
| Plomb contenu dans les résidus. |           |              | 0 fr. 088..   | 57 84         |
| Valeur des produits.            |           |              | 550 fr. 27 c. | 615 fr. 91 c. |

D'après ces nombres, la méthode silésienne l'emporte de beaucoup sur la méthode anglaise, même en tenant compte de l'élévation des frais spéciaux; je suppose maintenant que la méthode anglaise soit appliquée à du plomb d'œuvre à la teneur de 46 grammes d'argent aux 100 kilogrammes, contenant par tonne :

|                                 |                                |               |
|---------------------------------|--------------------------------|---------------|
| Argent...                       | 0k,460, dont la valeur est de. | 102 fr. 12 c. |
| Plomb...                        | 1 tonne                        | — — 500 00    |
| Valeur des métaux contenus..... |                                | 602 fr. 12 c. |

Les frais de traitement sont à peu près les mêmes, c'est-à-dire de 3 fr. 988.

Les produits obtenus sont :

|                                 |                                 |               |
|---------------------------------|---------------------------------|---------------|
| Argent....                      | 0k,420, dont la valeur est de.. | 93 fr. 24 c.  |
| Plomb....                       | 0,982.....                      | 491 00        |
| Valeur des produits obtenus.... |                                 | 584 fr. 24 c. |

Ainsi, pour le même plomb d'œuvre, il y a 31 fr. 67 c. de différence, en faveur de la méthode silésienne, dans la valeur des produits obtenus; mais comme les frais de traitement sont plus élevés, l'avantage de cette méthode



se trouve réduit à environ 20 francs par tonne de plomb d'œuvre. J'ai supposé que les litharges sont vendues 550 francs la tonne; or, elles ont une valeur ordinairement plus grande, presque toujours supérieure à 600 francs. A ce dernier prix, la valeur des produits retirés, en Silésie, de 1 tonne de plomb d'œuvre, s'élève à 657 francs, et la différence entre les deux méthodes est de 60 francs.

L'avantage de la coupellation directe sur l'ensemble des opérations qui composent la méthode anglaise provient de deux causes : l'excédant de rendement en argent, la valeur plus grande des litharges.

La première a peu d'importance pour les plombs pauvres en argent, elle est même à peu près insignifiante pour des plombs plus riches; la seconde dépend entièrement des prix auxquels les usines peuvent écouler leurs litharges; son influence sur les bénéfices réalisés est déjà très-grande au prix moyen de vente de 550 francs par tonne; elle devient énorme quand les litharges sont très-pures, comme en Silésie, et peuvent être employées dans la fabrication des glaces; dans ce cas, leur valeur à l'usine ne peut pas être évaluée à moins de 650 francs. A ce prix, la méthode de la coupellation directe donne des produits marchands dont la valeur dépasse de plus de 100 francs celle que donnerait la méthode anglaise, déduction faite, dans les deux cas, des frais spéciaux de traitement. Si donc on suppose la méthode silésienne appliquée en Angleterre, dans une usine qui traite 21,000 tonnes de minerais et produit 14,000 tonnes de plomb d'œuvre à la teneur de 46 grammes; si on admet en même temps que toutes les litharges peuvent être vendues à raison de 650 francs, l'usine retirerait 1,400,000 francs de bénéfice net par ce seul changement de méthode. Même en vendant les litharges au prix très-

bas de 550 francs, l'usine augmenterait encore ses bénéfices de près de 300,000 francs.

Ces nombres conduisent aux conclusions suivantes :

1° Pour des minerais purs, riches en plomb, pauvres en argent, il y a toujours avantage à suivre le traitement par réactions dans des fours à réverbère, toutes les fois du moins que les gangues ne renferment pas assez de quartz ou de silice pour s'opposer aux réactions.

2° Pour le traitement du plomb d'œuvre, même très-pauvre en argent, il y a un grand intérêt à employer la coupellation directe, quand les litharges peuvent être aisément vendues à un prix supérieur à celui du plomb; la différence des prix de vente des deux produits ne fût-elle que de 50 francs par tonne. Quand, au contraire, les débouchés des litharges sont restreints, il est indispensable d'adopter la méthode anglaise, qui dispense de la révivification de la majeure partie des litharges, et permet de livrer au commerce, presque sans pertes, les deux métaux que renferme le plomb d'œuvre.

En Angleterre, les usines produisent des quantités de plomb d'œuvre beaucoup trop fortes pour que la vente des litharges puisse être facile; elles sont forcées de vendre du plomb métallique; pour elles, l'invention de M. Pattinson est un trait de génie commercial; mais pour des usines moins importantes, et placées dans des conditions différentes, la coupellation directe, par la méthode allemande, peut être plus avantageuse; il ne faut adopter la cristallisation qu'après s'être assuré de l'absence de débouchés pour les litharges.

Ces conclusions ne s'appliquent qu'aux minerais parfaitement purs, donnant du plomb d'œuvre qui ne renferme aucun métal étranger en quantité notable; pour des minerais impurs, le plomb d'œuvre ne pourrait pas être immédiatement soumis à la cristallisation, il fau-

drait lui faire subir une purification préalable, qui augmenterait beaucoup la perte en plomb.

Pour considérer sous toutes ses faces cette question importante, la comparaison des deux méthodes de traitement des plombs d'œuvre, il me reste à calculer quels seraient à l'usine allemande : les frais spéciaux, les pertes en métaux, et la valeur des produits, dans le cas où les litharges ne pourraient être vendues, et où il deviendrait nécessaire de les révivifier en totalité.

Dans cette hypothèse, les frais spéciaux du traitement de 1 tonne de plomb d'œuvre sont :

|                                 |                        |                   |
|---------------------------------|------------------------|-------------------|
| Main-d'œuvre et surveillance... | 51,208...              | 8 fr. 477         |
| Houille.....                    | 0 <sup>e</sup> ,616... | 3 696             |
| Coupelles.....                  | 4                      | 200               |
| Frais divers.....               | 4                      | 200               |
| Frais spéciaux.....             |                        | <u>20 fr. 667</u> |

Les produits sont les suivants :

|                                      |                                              |                      |
|--------------------------------------|----------------------------------------------|----------------------|
| Argent.....                          | 0 <sup>e</sup> ,4735, dont la valeur est de. | 105 fr. 12 c.        |
| Plomb march.                         | 0 <sup>e</sup> ,7777 — —                     | 588 80               |
| Plomb contenu dans les abzugs, etc., | 0 <sup>e</sup> ,088..                        | 57 84                |
| Valeur produite.....                 |                                              | <u>551 fr. 76 c.</u> |

La perte en plomb est de 0<sup>e</sup>,1545.

Les frais spéciaux sont augmentés de 5 francs environ, et la valeur des produits est diminuée de 84 francs. La différence entre la méthode anglaise et la méthode silésienne est donc, dans ce cas, de 69 fr. 264 en faveur de la première. Ce chiffre n'a besoin d'aucun commentaire; la coupellation directe, suivie de la révivification de toutes les litharges, est bien inférieure au procédé adopté en Angleterre.

## CHAPITRE VI.

### TRAITEMENT DES MINERAIS COMPLEXES DANS LE OBER-HARZ.

---

Les usines du Harz sont placées dans des conditions bien différentes de celles qui peuvent se rencontrer dans l'industrie, le traitement qu'elles emploient est trop compliqué pour être adopté dans d'autres localités; cependant il me paraît utile de le décrire, afin de montrer les difficultés qui résultent de la présence de divers sulfures métalliques dans les minerais de plomb argentifères.

Dans le Harz, les mines, les usines, les forêts, l'aménagement des eaux, tout est dirigé par les ingénieurs du gouvernement; la population presque entière est occupée dans les mines, dans les ateliers de préparation mécanique, ou dans les usines; la condition essentielle de tout l'ensemble des travaux est d'assurer le travail et l'existence de tous les habitants; les produits annuels des usines doivent couvrir toutes les dépenses, la question des bénéfices est pour ainsi dire secondaire.

Les massifs de minerais sont préparés dans les mines de longues années en avance; les ingénieurs peuvent faire presque sans se tromper le devis de l'exploitation et de la production. Les différentes usines reçoivent les minerais d'un certain nombre de mines, dont la production varie très-peu d'une année à l'autre; les mine-

rais sont préparés toujours de la même manière dans un certain nombre d'ateliers de préparation mécanique; c'est-à-dire que les produits livrés au traitement métallurgique offrent une régularité de composition, de richesse et même de quantité, dont on chercherait vainement un exemple dans l'industrie particulière.

Dans ces conditions tout à fait spéciales, les anciennes méthodes de traitement ont été lentement perfectionnées, mais elles conservent encore leur cachet primitif, qui ajoute encore à l'intérêt que les métallurgistes ont à les étudier.

Les nombreux filons exploités dans le Harz produisent des minerais assez variés : quelques-uns donnent de la galène plus ou moins riche en argent, associée seulement à des gangues terreuses, quartz, carbonate de chaux, sulfate de baryte; mais dans le plus grand nombre le miuërai de plomb est, en outre, mélangé d'une manière assez intime avec différents sulfures métalliques, des pyrites de fer et de cuivre, du cuivre gris, et principalement avec de la blende. Dans le district d'Andreasberg, on trouve en certaine abondance des minerais d'argent proprements dits, contenant de l'arsenic et de l'antimoine.

Les minerais exploités dans le Ober-Harz sont traités dans les usines d'Altenau, de Frankenscharn, de Lautenthal et d'Andreasberg. Dans le Unter-Harz, les immenses exploitations de la montagne dite Rammelsberg livrent des minerais très-variés aux usines d'Ocker. Il faudrait un ouvrage entier pour décrire avec détails les procédés suivis dans les diverses usines : cette description m'entraînerait bien au delà des limites de ce traité ; je prendrai comme exemple l'usine de Lautenthal, dans laquelle le traitement est compliqué par la présence de la blende et du cuivre pyriteux, et par la condition de ne pas

perdre le cuivre, que les minerais renferment cependant en petite quantité. Les nombres que je citerai ont été pris sur les registres de l'usine pendant mon voyage de 1850, et se rapportent à l'année 1849.

#### Usine de Lautenthal.

**Minerais.** — L'usine est située dans la ville de Lautenthal; elle reçoit les minerais exploités dans les mines de quatre districts principaux : Lautenthal, Hulfegottes, Bockswiese, Zellerfeld. Les minerais passent tous au triage et à la préparation mécanique : pour chaque mine et pour chaque atelier les produits des divers appareils sont envoyés séparément à l'usine.

Les minerais provenant des mines de Lautenthal sont tous blendeux, et de plus ils contiennent un peu de pyrite de cuivre; la gangue terreuse la plus ordinaire dans les filons est le carbonate de chaux, mais elle est séparée presque entièrement par la préparation mécanique, qui doit être poussée très-loin en raison de la présence de la blende. Ces minerais sont peu argentifères : essayés à l'usine, ils rendent en moyenne de 64 à 66 pour 100 de plomb; la teneur en argent du plomb varie ordinairement de 55 à 56 grammes aux 100 kilogrammes.

Les minerais de Hulfegottes ne renferment que très-peu de blende et de pyrites de cuivre; leurs gangues sont assez variées, les plus ordinaires sont le quartz, le carbonate de chaux, le sulfate de baryte et le carbonate de fer; on ne les enlève que partiellement à la préparation mécanique, parce que la teneur des minerais en argent est assez élevée. Les produits amenés à l'u-

sine rendent à l'essai environ 50 pour 100 de plomb et 245 grammes d'argent aux 100 kilogrammes de plomb.

Les ateliers de Bockswiese donnent des minerais plus riches en plomb, mais beaucoup moins argentifères que ceux de Hulfegottes; ils rendent à l'essai 60 pour 100 de plomb et 92 grammes d'argent aux 100 kilogrammes de plomb. Ils renferment un peu de blende, de la pyrite de fer, de la pyrite arsenicale, du cuivre gris et du carbonate de chaux; ce dernier est en faible proportion, parce qu'il est séparé plus facilement que les gangues métalliques par la préparation mécanique.

Les minerais de Zellerfeld ont à peu près la même teneur en plomb et en argent que les précédents; ils ne contiennent que très-peu de blende et de pyrites; leur gangue dominante est le quartz.

En 1849, l'usine a reçu environ 5,000 tonnes de minerais de ces diverses provenances; elle a traité, en outre, une certaine quantité de pyrites de cuivre contenant très-peu de galène, mais mélangée avec une proportion notable de pyrite arsenicale.

*Combustibles.* — Dans les divers fours, on brûle du charbon de bois, du coke, du bois et des fagots: le charbon de bois est fait principalement avec des arbres résineux; il est à bon marché, car le pays est presque entièrement couvert de forêts; il coûte seulement 50 francs la tonne. Le coke vient du bassin de la Ruhr; il est de bonne qualité, et son prix ne dépasse pas ordinairement 35 francs. Les bois résineux, en bûches d'un petit diamètre, reviennent à 7 francs la tonne. Les fagots, exclusivement employés pour la coupellation et pour les opérations faites dans les fours de coupelle, coûtent 10 francs le cent; chacun d'eux pèse environ 3 kilogrammes, de sorte que la tonne de fagots re-

vient à 53 fr. 53 c. Ce prix représente bien plus les dépenses nécessitées pour la formation des fagots, et pour leur transport à l'usine, que la valeur du bois qui est presque nulle.

*Matières diverses.* — Sous le rapport des matériaux de construction, des briques ordinaires et des briques réfractaires, l'usine de Lautenthal est placée dans des conditions favorables; je n'indique pas les prix de ces diverses matières, parce qu'ils n'ont qu'une influence secondaire sur les frais du traitement.

On emploie comme réductifs la fonte grenailée ou la ferraille réduite en fragments. Ces matières sont fournies par les usines à fer du Harz, à des prix très-bas : on peut admettre que la tonne de fonte ou de ferraille revient en moyenne à 150 francs.

*Main-d'œuvre.* — Les ouvriers sont employés à l'usine depuis leur enfance, et sont, sinon très-habiles, du moins parfaitement habitués au travail qui leur est confié; ils ne reçoivent en argent qu'une rétribution très-faible, et qui varie entre 1 et 2 francs par poste, suivant leur âge et leur position à l'usine. Ils jouissent, en outre, des divers avantages que le gouvernement assure à tous ses employés, les secours en cas de maladies, la retraite quand l'âge de l'incapacité de travail est arrivé.

Considerations  
générales  
sur  
la méthode  
suivie  
à Lautenthal.

Les minerais reçus à l'usine sont mis en dépôt sous un vaste bâtiment dans des cases spacieuses; chacun des nombreux produits des divers ateliers de triage et de préparation mécanique a sa case spéciale : on apporte la plus grande attention à toujours associer les produits différents dans la proportion presque constante de leur quantité annuelle. On a donc toujours à traiter des minerais dont la composition et la richesse ne subissent que des variations insignifiantes.



La proportion dans laquelle les différents minerais ont été associés en 1849 était la suivante :

|                                |   |
|--------------------------------|---|
| Minerais de la Bockswiese..... | 7 |
| — de Lautenthal.....           | 5 |
| — de Hulfegottes.....          | 5 |
| — de Zellerfeld.....           | 1 |

Ce mélange contient des gangues terreuses assez fusibles pour n'exiger l'addition d'aucun fondant spécial : sa teneur moyenne en plomb est de 60 pour 100 (rendement à l'essai), et sa richesse en argent de 62 grammes par 100 kilogrammes de minerais.

Le plomb tient environ 105 grammes d'argent par 100 kilogrammes. Le mélange des minerais contient de 10 à 12 pour 100 de blende, et de 7 à 8 pour 100 de pyrites de fer ; il renferme du cuivre en quantité trop faible pour qu'on puisse la déterminer exactement par des essais, assez grande cependant pour qu'on tienne à ne pas perdre ce métal : on doit d'ailleurs s'efforcer d'empêcher le cuivre de passer dans le plomb d'œuvre, parce que l'oxyde de cuivre diminue la valeur commerciale des litharges.

Les produits à obtenir sont : l'argent, les litharges marchandes et le cuivre.

Les opérations successives qui sont considérées comme nécessaires pour donner ces résultats sont extrêmement nombreuses ; je vais d'abord donner leur énumération, je présenterai ensuite quelques considérations sur leur but et sur les réactions chimiques les plus importantes.

Le traitement métallurgique est divisé en deux parties : la première a pour but d'extraire des minerais le plomb et l'argent, en concentrant la plus grande partie du cuivre dans une matte pauvre en plomb et en argent. Le plomb d'œuvre est coupellé ; quelques-uns

des produits secondaires sont traités à part, au lieu d'être passés dans les fontes des minerais, comme cela se pratique dans la plupart des usines des autres pays.

Dans la seconde partie du traitement, on cherche à retirer de la matte cuivreuse non-seulement le cuivre, mais encore l'argent qu'elle renferme.

**Première partie. — Traitement pour plomb d'œuvre. —  
Coupellation.**

Les opérations se succèdent dans l'ordre suivant :

*Première opération. — Fonte des schlichs.* — Les minerais sont fondus sans grillage préalable dans un four à manche très-élevé, qu'on désigne très-improprement au Harz sous le nom de *haut fourneau*. Dans les lits de fusion on ajoute aux minerais : les matières plumbeuses les plus impures provenant de la coupellation du plomb d'œuvre ; de la ferraille ou de la fonte grenillée ; des scories de l'opération elle-même, ou de la fonte des premières mattes. La fusion est conduite très-rapidement et donne comme produits principaux : du plomb d'œuvre relativement très-pur et riche en argent ; une matte plumbeuse, également riche en plomb et en argent, et dans laquelle le cuivre n'est pas encore en quantité déterminable par les essais ; des scories pauvres en plomb.

Les scories sont divisées en deux parties ; celles qui contiennent des grenailles, de plomb ou de matte, sont repassées dans les lits de fusion de l'opération elle-même, et dans ceux des fontes suivantes ; toutes les autres sont moulées en briques de grandes dimensions, qui sont utilisées dans les mines pour les muraillements souterrains.

*Seconde opération. — Grillage des premières mattes.* — Les mattes plombeuses données par cette première fonte sont grillées en grands tas, sous un hangar, et passent successivement à cinq feux : l'oxydation du soufre doit être incomplète.

*Troisième opération. — Fonte des premières mattes grillées.* — La fonte est faite dans un four à manche de dimensions ordinaires ; dans les lits de fusion on passe avec les mattes grillées : une petite quantité de ferraille ou de fonte en grenailles ; des scories de la fonte des schlichs ; des matières plombeuses riches et un peu cuivreuses, telles que les fonds de coupelles, les dernières litharges, les scories de la révivification des litharges.

On obtient trois produits principaux : du plomb d'œuvre encore riche en argent, mais déjà moins pur et plus cuivreux que celui de la première fonte ; une matte riche en plomb et en argent, dans laquelle le cuivre est en proportion appréciable ; des scories trop riches pour pouvoir être jetées : elles sont passées en entier dans les lits de fusion de la fonte des schlichs.

*Quatrième opération. — Grillage des secondes mattes.* — Les mattes données par la seconde fonte sont grillées à cinq feux successifs, en grands tas et sous un hangar.

*Cinquième opération. — Fonte des secondes mattes grillées.* — La fonte des secondes mattes après grillage est faite au four à manche, avec addition d'un peu de ferraille, de scories de la première fonte, et de matières plombeuses riches et pures données par la coupellation. Les produits sont encore : du plomb d'œuvre, des mattes et des scories.

Le plomb d'œuvre est notablement cuivreux et moins riche en argent que ceux produits dans les deux premières fontes ; les mattes sont aussi beaucoup plus pauvres en plomb et en argent, et contiennent de 7 à 8

pour 100 de cuivre : les scories sont riches en plomb et sont reportées à la fonte des minerais.

*Sixième opération. — Grillage des troisièmes mattes.* — Le grillage a lieu, comme les précédents, à cinq feux, en grands tas, et sous un hangar.

*Septième opération. — Fonte des mattes grillées.* — Les troisièmes mattes, grillées à cinq feux, sont fondues au four à manche avec de la ferraille, avec des scories de la première fonte, et avec des matières plumbeuses de la coupellation. Les produits principaux sont les mêmes que ceux des fontes précédentes. Le plomb d'œuvre obtenu est encore plus chargé de cuivre, mais il n'est pas plus pauvre en argent ; les mattes contiennent beaucoup de cuivre, elles renferment encore de 25 à 30 pour 100 de plomb et de 30 à 35 grammes d'argent. Les scories sont riches et sont reportées à la fonte des minerais.

*Huitième opération. — Grillage des quatrièmes mattes.* — Les mattes sont grillées à cinq feux comme les précédentes.

*Neuvième opération. — Fonte des quatrièmes mattes.* — Les mattes grillées sont fondues au four à manche avec une très-petite quantité de ferraille, et, au contraire, avec une forte proportion de scories de la première fonte, et avec des matières plumbeuses oxydées provenant de la coupellation. On obtient : un peu de plomb d'œuvre pauvre en argent et très-cuivreux ; des mattes riches en cuivre, contenant encore de 12 à 16 pour 100 de plomb et quelques grammes d'argent ; des scories riches qui reviennent à la fonte des minerais.

Tous les fours sont munis de chambres de condensation, dans lesquelles on recueille une certaine quantité de fumées et de matières fines entraînées par le vent. Ces fumées et les débris plumbeux produits par les répara-

tions des fours ne sont pas traités avec les minerais, mais bien séparément.

*Opérations complémentaires. — Traitement des fumées.*

— Les fumées sont traitées avec les restes des prises d'essai des minerais et les balayures des magasins de schlichs ; à ces matières on ajoute : une petite quantité de ferraille, les mattes provenant de la même opération, grillées à cinq feux, et des scories de l'opération.

La fonte est faite dans un grand four à manche et conduite très-lentement ; elle donne quatre produits principaux : du plomb d'œuvre, des mattes, des scories et des fumées. Le plomb d'œuvre est assez pur et riche en argent ; les mattes sont, au contraire, très-pauvres ; elles sont grillées à cinq feux et repassées dans les lits de fusion de la même fonte ; les scories sont pauvres en plomb, on peut jeter toutes celles qui ne contiennent pas de grenailles : les fumées recueillies dans les chambres de condensation sont ajoutées aux lits de fusion.

Ces opérations complémentaires donnent donc un seul produit définitif, le plomb d'œuvre.

Les débris de fours sont bocardés, soumis, au lavage sur des tables : les parties les plus lourdes sont traitées à peu près de la même manière : le plomb d'œuvre qu'on en retire est un peu moins riche en argent.

*Dixième opération. — Coupellation. —* Les plombs d'œuvre obtenus dans les diverses fontes sont coupellés séparément, dans de grands fours à chapeau mobile, chauffés avec des fagots. On obtient : de l'argent brut qui est envoyé à Clausthal à l'administration des mines, où se fait le raffinage ; des litharges marchandes jaunes et rouges, dont la qualité et la valeur commerciale dépendent de la pureté du plomb d'œuvre coupellé ; des abzugs, des fonds de coupelles, des litharges riches, qui sont traités dans les diverses fontes des minerais, et des

mattes ; des litharges impures qui sont destinées à la ré-vivification, et enfin des abstrichs qui sont soumis à un traitement tout à fait spécial à la métallurgie du Harz.

*Onzième et douzième opérations. — Traitement des abstrichs.* — Les abstrichs sont d'abord soumis à un ressuage dans un four de coupelle à voûte fixe ; il donne deux produits : du plomb d'œuvre tenant presque tout l'argent des matières traitées ; des crasses plumbeuses qui ne retiennent plus une notable quantité d'argent.

Ces crasses sont fondues rapidement et sans addition dans un petit four à manche à parois inclinées ; l'opération donne deux produits : du plomb très-impur et des scories. Le plomb ne contient pas assez d'argent pour qu'on le soumette à la coupellation, on cherche à le vendre le moins mal qu'on peut. Les scories sont riches et sont passées dans la fonte des schlichs.

*Treizième opération. — Révivification des litharges cuivreuses.* — Les litharges cuivreuses sont traitées dans un petit four à manche et donnent deux produits : du plomb et des scories riches. Le plomb est livré au commerce ou bien utilisé dans l'usine pour l'extraction de l'argent ; les scories sont portées à la fonte des minerais.

Dans le traitement des abstrichs et des litharges impures, on met de côté les crasses, c'est-à-dire les croûtes partiellement oxydées qui se forment à la surface du plomb dans le bassin de coulée et dans les lingotières ; elles sont fondues à la fin de l'une des campagnes du petit four à manche, et produisent des lingots de plomb extrêmement impur, et surtout très-chargé de cuivre. Le poids de ces lingots est très-faible, il s'élève rarement à 4 tonnes pour une année entière ; cependant on les traite par deux opérations successives, dans le but de retirer une partie du cuivre qu'il contient.

*Quatorzième et quinzième opérations. — Traitement du*

**plomb cuivreux.** — Les lingots de plomb contenant du cuivre sont chauffés progressivement jusqu'au rouge sur des banquettes inclinées, le plomb entre en fusion et coule au-dessous des banquettes, en laissant la presque totalité du cuivre sous forme de masses poreuses, qu'on appelle des *carcasses*. Le plomb obtenu est moulé en lingots; il est extrêmement impur et ne peut être vendu que très-difficilement.

Les carcasses sont fondues, à la fin d'une campagne, dans l'un des petits fours à manche qui servent aux fontes des mattes; on ajoute une forte proportion de scories contenant des grenailles de mattes, provenant de la neuvième opération; on obtient deux produits: une matte très-riche en cuivre, très-pauvre en plomb et en argent; des scories assez riches en cuivre. La matte est portée au traitement pour cuivre; les scories sont passées dans la fonte des schlichs.

#### **Seconde partie. — Traitement des mattes cuivreuses.**

Le traitement des mattes cuivreuses est très-complexe par suite de la présence du plomb, de l'argent, de l'arsenic, de l'antimoine et du zinc; on cherche à chasser par volatilisation la plus grande partie du zinc, de l'arsenic et de l'antimoine, et à obtenir du cuivre noir argentifère. On procède ensuite à la séparation des deux métaux en faisant intervenir l'affinité du plomb pour l'argent et la grande fusibilité de cet alliage.

**Première série d'opérations.** — Les mattes cuivreuses sont d'abord grillées lentement en cases et à huit feux successifs; elles sont ensuite fondues au four à manche, avec des scories siliceuses provenant de la fonte des minerais. On obtient trois produits principaux: du cuivre

Traitement  
pour  
cuivre noir.

noir argentifère très-impur ; des mattes riches en cuivre et en argent ; des scories assez pauvres. On réserve les scories qui contiennent des grenailles, pour les passer dans la fonte elle-même ou dans l'une des fontes suivantes ; les scories qui ne renferment pas de grenailles sont traitées dans la fonte des schlichs.

Dans les chambres de condensation, disposées au-dessus du four, on recueille des fumées plumbeuses, qui sont réunies à celles obtenues dans la première partie du traitement.

Il en est de même des fumées données par les fontes suivantes.

*Seconde série d'opérations.* — Les mattes produites sont encore soumises au grillage en cases et à huit feux, puis fondues au four à manche avec des scories siliceuses de la fonte des schlichs. Les produits sont les mêmes que ceux donnés par la première série d'opérations ; le cuivre noir et les mattes sont plus purs et beaucoup moins riches en argent ; les scories sont assez riches en cuivre pour être passées en totalité dans la première fonte, ou dans la fonte elle-même.

*Troisième série d'opérations.* — Les mattes obtenues sont traitées de la même manière ; elles sont grillées à huit feux, et fondues au four à manche avec des scories siliceuses ; on obtient encore du cuivre noir argentifère, des mattes et des scories. Le cuivre noir et les mattes sont plus purs et moins riches en argent que les produits de la seconde série d'opérations ; les scories sont riches en cuivre et sont toutes passées soit dans la fonte précédente, soit dans la fonte elle-même.

*Quatrième série d'opérations.* — Les mattes sont encore grillées à neuf feux, et fondues ensuite au four à manche avec des scories siliceuses. Les produits obtenus sont toujours : du cuivre noir argentifère, des mattes et



des scories. Le cuivre noir est très-pur et presque aussi riche en argent que le précédent; les mattes sont très-riches en cuivre et pauvres en argent; elles sont en poids tellement faible qu'on doit les garder en magasin jusqu'à l'année suivante, on les réunit alors à celles de la troisième série d'opérations. Les scories sont riches en cuivre et fondues en totalité dans la troisième fonte.

Par ces opérations successives on obtient, pour traitement ultérieur, quatre qualités de cuivres noirs argentifères, pour lesquelles la richesse en argent varie en raison inverse de la pureté. L'extraction de l'argent est faite par une méthode extrêmement ancienne, qui n'est plus guère employée que dans le Harz, et ne serait certainement adoptée dans aucune usine nouvelle.

*Première opération.* — On fond la moitié du cuivre noir argentifère avec environ 2 parties de litharges et de plomb cuivreux; l'opération est faite dans un petit four à manche, et avec des précautions spéciales que j'indiquerai plus loin; on coule en rondelles, pesant chacune 150 kilogrammes, la matière métallique contenant les trois métaux : plomb, cuivre et argent.

Traitement  
du cuivre noir  
argentifère.

*Seconde opération.* — *Liquation.* — Les rondelles sont chauffées lentement jusqu'au rouge sur deux banquettes inclinées; l'alliage du plomb avec l'argent entre en fusion et coule sous les banquettes, sur lesquelles restent les carcasses cuivreuses qui contiennent encore un peu de plomb et d'argent.

Le plomb ainsi obtenu est employé, avec une certaine quantité de litharges cuivreuses, pour former, avec la seconde moitié du cuivre noir, des rondelles, qui sont soumises à leur tour à la liquation. On obtient de nouvelles carcasses de cuivre, et du plomb d'œuvre assez riche pour être coupellé.

*Troisième opération.* — *Ressuage.* — Les carcasses

cuvreuses contiennent encore du plomb et de l'argent; on retire une nouvelle portion de ces deux métaux en soumettant les carcasses à une température élevée rapidement jusqu'au rouge vif, sur la sole d'un four de coupelle. Le plomb qu'on obtient est très-chargé de cuivre; il donne à la coupellation des litharges trop impures pour être vendues; elles servent ultérieurement au traitement du cuivre noir.

Pendant le ressuage les carcasses de cuivre s'oxydent à la surface et se recouvrent d'une croûte scorifiée, composée principalement d'oxydes de cuivre et de plomb; on détache cette croûte à coups de marteau; les écailles oxydées sont passées dans les dernières fontes des mattes cuivreuses.

*Quatrième opération. — Affinage.* — Le cuivre métallique est affiné d'abord et ensuite raffiné dans des petits foyers. On obtient deux produits : du cuivre marchand, toujours de qualité un peu inférieure; des scories riches en cuivre, qui sont passées dans la dernière fonte des mattes.

Les produits définitifs du traitement sont : l'argent brut; les litharges marchandes, de qualités très-diverses, et du cuivre métallique. L'argent brut est raffiné, à Clausthal, par fusion lente, dans une coupelle en os calcinés, chauffée au charbon de bois sous une grande moufle.

*Considérations théoriques et chimiques.* — Je vais chercher maintenant à faire comprendre le but et la portée de ces opérations si multipliées, et insister sur les réactions chimiques les plus importantes :

Le traitement complet est divisé en deux parties bien distinctes : dans la première, on retire des minerais la plus grande partie de l'argent dans du plomb d'œuvre, on coupelle ce dernier, on traite les produits secondaires de la coupellation; dans la seconde partie, on

opère sur des mattes cuivreuses et argentifères contenant encore beaucoup de plomb; on cherche d'abord à obtenir du cuivre noir assez pur contenant l'argent; on extrait l'argent en le faisant passer dans du plomb d'œuvre, et on traite pour cuivre les résidus de l'extraction.

Je considère séparément ces deux parties.

#### **Première partie du traitement.**

On est étonné au premier abord du nombre considérable d'opérations successives dont se compose cette première partie; il est cependant facile de se rendre compte de leur nécessité absolue. Les minerais contiennent de la pyrite de cuivre et du cuivre gris en proportion très-appreciable; si on cherchait à extraire des minerais, en une seule opération, la plus grande partie du plomb et de l'argent, le plomb d'œuvre obtenu renfermerait presque tout le cuivre, et ne donnerait à la coupellation que des litharges cuivreuses, et par conséquent de qualité inférieure; il ne serait pas possible de les vendre avantageusement, et de plus on perdrait la totalité du cuivre, dont la valeur n'est pas négligeable.

Pour obtenir une grande partie du plomb à l'état de plomb d'œuvre à peu près exempt de cuivre, et en même temps pour ne pas perdre la totalité de ce dernier métal, il faut procéder par réductions partielles successives des composés du plomb, et chercher dans chaque fonte à concentrer le cuivre dans les mattes, en profitant de la grande affinité du métal pour le soufre. Cette manière de procéder est d'autant plus rationnelle qu'on utilise les grillages et les fontes pour expulser par volatilisation une grande partie de l'arsenic, de l'antimoine et du zinc, qui gêneraient beaucoup dans la seconde partie du traitement.

Les détails dans lesquels je vais entrer, pour les diverses opérations, feront encore mieux ressortir leur utilité.

*Première opération.* — Dans la première opération, la fonte des schlichs, on obtient à l'état métallique seulement une partie du plomb contenu dans les minerais, celle qui peut être produite à peu près exempte de cuivre; ce métal entraîne une proportion très-grande de l'argent, le plomb d'œuvre obtenu est pur, et donne de belles litharges à la coupellation. Le reste du plomb et de l'argent, la totalité du cuivre, doivent être contenus dans la matte; les scories sont très-pauvres.

Ces résultats sont obtenus à la suite de réactions très-complexes, sur lesquelles il me paraît nécessaire d'insister un peu.

Les charges comprennent des matières très-diverses, quant à leur composition chimique et à leur état physique. Les minerais sont presque tous à l'état de fines grenailles et de sables plus ou moins fins; ils contiennent des sulfures métalliques et des gangues terreuses; les scories basiques produites dans les fontes des mattes contiennent une proportion plus ou moins forte d'oxydes de plomb et de cuivre; les matières plombeuses et cuivreuses oxydées, données par les coupellations, abzugs et fonds de coupelle, sont un peu poreuses, mais fortement agglomérées; les scories de l'opération ne contiennent presque pas d'oxydes de plomb et de cuivre combinés avec la silice, elles retiennent seulement des grenailles de matte. La ferraille et la fonte, employées comme désulfurants, sont toujours recouverts d'une couche d'oxyde de fer, par suite de leur longue exposition à l'air.

L'état pulvérulent des minerais oblige à employer des fours très-élevés, et à ne lancer le vent que sous une très-

faible pression ; sans ces deux précautions, la quantité de matières fines entraînées par le vent serait considérable. Il en résulte que, devant la tuyère, la chaleur peut être assez forte pour donner aux scories et aux mattes produites toute la fluidité désirable, que la température décroît progressivement de la tuyère jusqu'au gueulard, lequel reste toujours obscur ; mais aussi que les gaz n'ont pas un pouvoir réductif très-énergique. Ce défaut n'a pas un grave inconvénient dans la fonte des schlichs, puisque, en raison de l'état d'agglomération des matières oxydées, les gaz ne sauraient avoir sur elles qu'une action très-limitée, même dans le cas où le vent serait lancé sous une forte pression, et où par suite les gaz seraient beaucoup plus réductifs.

Les réactions chimiques qui ont lieu dans la partie supérieure du four, avant que les charges commencent à entrer en fusion, sont relativement peu importantes ; une faible partie des sulfures métalliques est décomposée soit par la chaleur seule, soit par la vapeur d'eau ; l'oxyde de fer qui recouvre la ferraille est réduit presque en totalité ; enfin, les matières oxydées donnent une certaine quantité de plomb et de cuivre par l'action des gaz réductifs à la surface des morceaux.

Dans la partie inférieure du four, et à partir du moment où les matières des lits de fusion commencent à fondre, les réactions chimiques deviennent énergiques et se continuent jusque dans le creuset. Les scories absorbent progressivement et transforment en silicates les bases des gangues terreuses et les oxydes métalliques qui ne sont pas encore réduits ; le fer métallique enlève le soufre à la galène, et il agit partiellement sur l'oxyde de plomb combiné avec la silice ; il doit réduire très-peu d'oxydure de cuivre, d'abord parce que ce dernier se trouve dans les silicates en proportion bien plus faible

que l'oxyde de plomb, ensuite parce qu'il retient l'oxygène avec plus d'énergie.

Le fer est employé en quantité insuffisante pour la précipitation totale du plomb, car si le fer était en excès dans les lits de fusion, le cuivre des silicates serait séparé à l'état métallique avec le plomb, le plomb d'œuvre obtenu serait nécessairement chargé de cuivre, ce qu'on veut éviter pour les motifs précédemment indiqués. A la suite de longues expériences on est arrivé à déterminer la proportion maxima de fer qui donne encore du plomb d'œuvre suffisamment pur; cette proportion est de 10 pour 100 du poids des minerais, c'est-à-dire environ celle qui pourrait désulfurer complètement la moitié de la galène contenue dans les charges.

Le charbon, jeté au gueulard contre la poitrine, et séparé d'abord des lits de fusion, se mêle partiellement avec eux, à mesure que les matières descendent vers la tuyère, et contribue à la réduction du silicate de plomb. Cette action doit être faible et ne doit pas suffire pour appauvrir les scories, car elle précipiterait dans ce cas le cuivre en même temps que le plomb, ce qu'il faut éviter. On diminue l'énergie réductrice du combustible en se servant, pour cette fonte exclusivement, du charbon de bois, qui n'agit pas aussi aisément que le coke sur les matières en fusion; l'emploi du charbon de bois est indispensable à la réussite de l'opération.

L'appauvrissement des silicates est dû principalement à l'action des sulfures de fer et de zinc, produits par la désulfuration de la galène ou existant dans les minerais. Cette action, que j'ai déjà précédemment expliquée, donne du plomb métallique et des sulfures de plomb et de cuivre; elle suffit parfaitement pour enlever aux silicates la totalité des deux métaux. La partie du sulfure de fer, qui n'est pas ainsi employée, se combine

avec les sulfures métalliques et forme une matte riche en plomb et en argent, assez chargée de soufre pour absorber facilement la petite quantité de cuivre qui est amenée à l'état métallique dans la partie supérieure du four.

A la suite de ces réactions on arrive à concentrer dans la matte la presque totalité du cuivre, aussi bien de celui qui est dans les scories et dans les matières plombeuses, provenant des opérations suivantes, que du métal existant à l'état de pyrites dans les minerais; la scorie définitive est très-pauvre en plomb, en cuivre et en argent; le plomb d'œuvre obtenu est très-pur. La condition essentielle de la réussite de l'opération est qu'une partie seulement du plomb soit séparée à l'état métallique.

*Traitement des mattes plombeuses.* — Les mattes données par la première fonte contiennent beaucoup de fer et de zinc; elles renferment de l'arsenic et la plus grande partie de l'antimoine des minerais traités; il est nécessaire de les débarrasser de ces corps, soit par volatilisation, soit par scorification, afin d'obtenir dans les fontes suivantes du plomb d'œuvre qui ne soit pas trop impur. Il serait certainement très-facile d'obtenir, en une seule série d'opérations, grillage et fonte au four à manche, la totalité du plomb et de l'argent que contiennent les mattes, mais le plomb d'œuvre serait trop impur, retiendrait la totalité du cuivre, ou perdrait ce dernier métal; les litharges obtenues à la coupellation ne seraient acceptées par le commerce que difficilement et à des prix très-inférieurs. Pour les mattes comme pour les minerais, il est donc indispensable de procéder par réductions partielles successives.

Ces considérations justifient la marche suivie à Lautenthal pour le traitement des mattes: par les grillages

en tas, répétés huit ou neuf fois, l'arsenic et l'antimoine sont expulsés en grande partie; le fer et le zinc sont oxydés presque en totalité; une partie du plomb et du cuivre passent à l'état d'oxydes; il reste cependant encore assez de soufre pour former dans la fonte suivante les nouvelles mattes dans lesquelles le cuivre doit se concentrer. Dans chacune des fontes successives il ne doit se séparer à l'état métallique qu'une partie du plomb, et seulement celle qui peut être obtenue à peu près exempte de cuivre.

La conduite des grillages est beaucoup plus difficile qu'on ne serait disposé à le penser au premier abord. La réussite des diverses fontes dépend principalement, je pourrais même dire exclusivement, de la proportion de soufre que retiennent les mattes grillées; or, l'aspect de ces produits ne permet pas d'apprécier le degré d'avancement de l'oxydation, l'analyse elle-même serait impuissante, par suite de l'impossibilité de prélever une prise d'essai représentant la moyenne d'un lot de mattes grillées.

On n'a pu arriver que par de très-longes tâtonnements à déterminer le mode de grillage qui donne les résultats les plus convenables. On a soin de conduire tous les grillages rigoureusement de la même manière, et cependant on n'obtient le résultat désiré que sous deux conditions: la première est la constance dans la composition des mattes successives, c'est-à-dire une régularité parfaite de toutes les opérations; la seconde est la soustraction des tas de grillage à l'influence des variations atmosphériques. Cette dernière condition démontre la nécessité de placer les tas de grillage des mattes sous des hangars bien fermés; à l'air libre les grillages donneraient des produits trop irréguliers.

La première condition exige une constance parfaite



dans la composition des minerais, et par là se trouve expliquée l'énorme importance qu'attachent les ingénieurs, à la réception des minerais, à la division rigoureuse des produits donnés par les différents appareils des ateliers de lavage, et à la répartition proportionnelle de ces produits dans les lits de fusion de la première opération.

Dans la fonte des premières mattes grillées on passe des scories riches en plomb et des matières oxydées données par la coupellation, contenant moins de cuivre que les matières correspondantes traitées dans la fonte des schliehs; on emploie comme désulfurant le fer ou la fonte en proportion très-limitée; on ajoute, pour scierifier les oxydes métalliques produits par les grillages, des scories siliceuses de la première opération. Toutes les matières qui entrent dans les lits de fusion sont plus ou moins agglomérées, on n'a plus autant à craindre l'entraînement par les gaz, la fonte peut être faite dans un four à manche peu élevé. Les réactions présentent du reste la plus grande analogie avec celles que je viens d'exposer en parlant de la fonte des schliehs. Il y a cependant une différence essentielle à signaler : les lits de fusion renfermant beaucoup moins de soufre, le fer métallique et le charbon doivent contribuer beaucoup plus à la précipitation du plomb des silicates; le sulfure de fer étant en quantité relativement bien plus faible, il est impossible d'obtenir des scories assez pauvres pour qu'on puisse les jeter; il faut les fondre en entier dans la première opération. Puisque le fer et le charbon doivent contribuer largement à la précipitation du plomb, on peut, sans grave inconvénient, employer le coke comme combustible. On doit toujours craindre qu'une partie notable de l'oxyde de cuivre combiné avec la silice soit réduite en même temps que l'oxyde de plomb; on ne peut donc obtenir du plomb d'œuvre à peu près

exempt de cuivre qu'en limitant beaucoup ces deux actions réductives, et dans ce cas les scories produites sont très-riches.

En étudiant attentivement ces réactions on voit que, dans la fonte des mattes grillées, le métallurgiste allemand est placé entre deux difficultés majeures : ou bien il donne aux actions du fer et du charbon une énergie trop grande, afin d'appauvrir suffisamment les scories, et dans ce cas le plomb d'œuvre obtenu est chargé de cuivre; ou bien il limite trop ces deux actions, afin d'obtenir du plomb d'œuvre très-pur, et alors les scories sont très-riches en plomb et en cuivre, et il faut faire revenir à la première fonte une proportion trop grande des deux métaux; le but secondaire, cependant encore important, la concentration du cuivre dans la matte, est en grande partie manqué. Au Harz on cherche à rester entre ces deux écueils, on obtient des scories peu riches et du plomb d'œuvre un peu cuivreux; la majeure partie du cuivre se rencontre dans la matte.

Pour les séries suivantes de grillages en tas et de fontes au four à manche, les mêmes observations sont applicables; il faut remarquer cependant qu'à chaque fonte la proportion de soufre diminue dans les mattes, et qu'il faut donner une part de plus en plus grande aux actions réductrices du fer et du charbon; les scories sont de plus en plus riches en plomb et en cuivre, et cependant il est impossible d'éviter que les plombs d'œuvre soient de plus en plus chargés de cuivre.

On est obligé de s'arrêter, dans cette succession de grillages et de fontes au four à manche, quand il devient tout à fait impossible, par suite de la teneur des mattes en cuivre, de produire du plomb d'œuvre assez pur pour être soumis à la coupellation.

Dans les différentes fontes, l'argent contenu dans les

charges se partage entre le plomb métallique et les mat-tes, en raison de ses affinités chimiques et des propor-tions des deux produits; il ne reste dans les scories qu'une quantité presque négligeable d'argent, et encore le métal se trouve-t-il principalement dans les grenailles de matte que retiennent les scories.

J'ai dit précédemment que le but principal des opéra-tions nombreuses, qui composent la première partie du traitement, était d'obtenir presque tout le plomb et l'ar-gent à l'état de plomb d'œuvre, en concentrant le cuivre dans une matte; il faut bien remarquer que le but n'est pas complètement atteint : la première fonte seule donne du plomb d'œuvre exempt de cuivre, les fontes suivantes produisent du plomb d'œuvre nécessairement de plus en plus cuivreux; la dernière matte contient encore une proportion très-notable d'argent, ce qui oblige à faire plus tard l'extraction de l'argent du cuivre noir; les sco-ries données par les fontes des mattes contiennent toutes du cuivre, et une fraction notable de ce métal est conti-nuellement reportée à la fonte des minerais.

*Traitement des fumées.* — Les fumées recueillies dans les chambres de condensation des différents fours sont soumises à un traitement spécial, en même temps que les excédants des prises d'essai des minerais. Ces diver-ses matières contiennent tellement peu de cuivre, qu'on peut négliger la présence de ce métal; on cherche seule-ment à retirer le plomb et l'argent qu'elles renferment.

Les fumées contiennent beaucoup d'oxyde de zinc; elles renferment le plomb à l'état d'oxyde, de carbonate et de sulfate; elles sont mélangées avec une proportion très-forte de matières fines entraînées par les gaz dans la fonte des schlichs. Elles contiennent donc : une petite quantité des gangues des minerais, des sulfures métalli-ques, et des combinaisons oxydées de zinc et de plomb;

elles sont moins riches en argent que les minerais. Le soufre contenu dans les fumées ne suffirait pas pour appauvrir suffisamment les silicates qui se forment dans le four, il faut ajouter une certaine quantité de galène, et on réserve pour cette fonte les excédants des prises d'essai.

Comme désulfurant de la galène on emploie le fer métallique; on passe dans les lits de fusion les mattes obtenues dans la fonte, grillées à cinq feux, et par suite oxydées en grande partie; on n'a pas besoin d'autres fondants que les scories de l'opération elle-même; on choisit, bien entendu, celles qui renferment des grenailles.

La plupart des matières des lits de fusion étant pulvérulentes et très-légères, on opère dans un four à manche très-élevé, en lançant le vent sous une très-faible pression; malgré ces précautions, il y a toujours beaucoup de matières fines entraînées par le courant gazeux; on les recueille, au moins en partie, dans les chambres de condensation; les nouvelles fumées sont traitées en même temps que les autres.

La fonte est conduite très-lentement; les matières, en descendant vers la tuyère, restent longtemps exposées, avant d'entrer en fusion, à l'action des gaz, et, bien que l'énergie réductrice ne soit pas très-grande, en raison de la faible pression du vent lancé, il y a décomposition de la plus grande partie des oxydes de plomb et de zinc, libres ou combinés avec l'acide carbonique; l'état pulvérulent des fumées facilite beaucoup cette décomposition. Dans la partie inférieure du four la fusion des matières est suivie de réactions chimiques analogues à celles que j'ai précédemment analysées. Les scories absorbent les matières terreuses et les oxydes non décomposés; le fer enlève le soufre à la plus grande partie de la galène, il

n'agit que très-peu sur les silicates, parce qu'il n'est employé qu'en très-petite quantité; le charbon qui se mélange avec les lits de fusion pendant la descente des charges, plus facilement que dans la fonte des minerais, précipite une partie du plomb des silicates; l'appauvrissement des scories est produit principalement par l'action du sulfure de fer; l'excédant de ce sulfure forme, avec les sulfures métalliques non décomposés, une matte qui est ordinairement peu riche en plomb. L'argent se partage entre le plomb d'œuvre et la matte.

La matte contient très-peu de cuivre, en sorte qu'il n'y a pas d'inconvénient à la passer dans la même fonte, après l'avoir soumise au grillage.

*Coupellation.* — La coupellation des plombs d'œuvre ne présente aucune particularité, et je n'ai rien à ajouter à ce que j'ai dit précédemment à ce sujet; il faut seulement remarquer qu'on a soin de coupler séparément les plombs obtenus dans les opérations différentes, parce qu'ils ne présentent pas le même degré de pureté, et qu'ils donnent des litharges marchandes de qualités diverses.

*Traitement des abstrichs.* — Le traitement des abstrichs est au contraire spécial à la métallurgie du Harz et doit être étudié très-attentivement. Ces matières, imparfaitement fondues, sont retirées du four de coupelle avec un râble en bois; avant de les enlever, l'ouvrier leur donne une certaine consistance en projetant à leur surface une petite quantité de fraisl. Les abstrichs contiennent un mélange très-irrégulier de menus charbons et de combinaisons oxydées: du plomb, du cuivre, du zinc, de l'antimoine, de l'arsenic et du soufre; ils renferment des grenailles de plomb de toutes dimensions: les unes proviennent du bain de plomb et ont été entraînées par le râble; les autres résultent de l'action du charbon et du

bois du râble sur l'oxyde de plomb, et ne sont pas argentifères, tandis que les premières ont nécessairement à peu près la même teneur que le plomb d'œuvre coupellé.

Par la première opération, le *ressuage*, on cherche à concentrer la totalité de l'argent dans du plomb d'œuvre assez pur pour que sa coupellation soit facile. Les abstrichs sont chauffés au rouge sombre sur la sole d'un four de coupelle, c'est-à-dire dans une atmosphère fortement oxydante, qui brûle à peu près tous les fragments de charbon avant qu'ils puissent agir comme réductifs sur les combinaisons oxydées; on dépasse un peu la température nécessaire à la fusion du plomb; mais on reste au-dessous de celle à laquelle les composés oxydés commenceraient à fondre. Dans ces conditions il ne se réduit qu'une très-petite quantité d'oxyde de plomb, le métal coule en dehors du four, tandis que les abstrichs eux-mêmes restent sur la sole à peu près inaltérés, et ne retiennent pas d'argent.

Après le ressuage les abstrichs sont fondus très-rapidement dans un four à manche, sans autre addition que celle d'une petite quantité de scories provenant de la fonte elle-même; le combustible est chargé contre la poitrine, mais il se mélange rapidement avec les matières plumbeuses, en raison de l'inclinaison des parois. Il agit énergiquement comme réductif, tandis que l'action des gaz est presque nulle, par suite de l'état d'agglomération des abstrichs. La plus grande partie des oxydes est décomposée, le reste forme des scories très-riches, auxquelles la silice est fournie par les parois du four; ces scories retiennent presque tout le cuivre, et pour cette raison elles doivent être passées dans la fonte des minerais. Le plomb produit est très-impur, il contient surtout de l'antimoine qui le rend aigre et lui enlève beaucoup de sa valeur.

La révivification des litharges cuivreuses est faite dans le même four et de la même manière. Dans la réduction, il se forme une certaine quantité de scories, qui retiennent une partie du cuivre. Le plomb obtenu est plus ou moins cuivreux, et on en réserve plusieurs tonnes pour l'extraction de l'argent. Le reste est vendu.

Les scories reviennent à la fonte des schlichs et rapportent par conséquent dans le traitement une partie du cuivre, qui serait perdue si la révivification n'était pas appliquée aux litharges cuivreuses.

Le traitement du plomb cuivreux ne me paraît demander aucune explication.

#### **Seconde partie du traitement.**

Cette seconde partie de la métallurgie de Lautenthal comprend deux phases distinctes : la production du cuivre noir argentifère ; l'extraction de l'argent et l'affinage du cuivre. Dans la première, on cherche à obtenir du cuivre noir débarrassé, par une série de grillages et de fontes, de l'arsenic et de l'antimoine que renferment les mattes : mais le but ne peut pas être complètement atteint. Les mattes contenant très-peu de soufre, la première fonte produit déjà une certaine quantité de cuivre noir, lequel est nécessairement impur ; les fontes suivantes donnent du cuivre de plus en plus pur. Les diverses qualités de cuivre noir sont mélangées pour l'extraction de l'argent ; après l'affinage des carcasses, on obtient du cuivre marchand, que le commerce accepte encore assez facilement.

Le cuivre noir est donné par quatre séries d'opéra-

tions, comprenant chacune un grillage à huit feux et une fonte au four à manche; chaque fonte produit du cuivre noir argentifère et des mattes.

*Première série d'opérations.* — Le grillage des mattes est fait dans des cases, avec les précautions que j'ai signalées dans la métallurgie du cuivre; il expulse une partie de l'arsenic et de l'antimoine; il fait passer à l'état d'oxydes la plus grande partie du fer, du zinc, une certaine portion du plomb et du cuivre.

Dans la fonte au four à manche on ajoute, comme fondants des oxydes produits par le grillage, des scories siliceuses provenant de la fonte des minerais; l'opération est conduite rapidement, le vent est lancé sous une forte pression, et l'action réductrice des gaz, dans la partie supérieure du four, est très-énergique. Une nouvelle quantité d'arsenic et d'antimoine est volatilisée, en même temps qu'un peu de plomb et de zinc; dans la partie inférieure du four, dans laquelle les matières chargées entrent en fusion, ont lieu les réactions chimiques sur lesquelles j'ai précédemment insisté, et qu'il est par conséquent inutile de rappeler ici; elles donnent à la fois du cuivre noir et des mattes, parce que la proportion de soufre n'est pas assez grande pour retenir tout le cuivre à l'état de combinaison sulfurée. Le cuivre noir est très-impur, et se trouve mélangé avec le plomb, ou du moins avec la partie du plomb qui échappe à la volatilisation; les mattes sont très-riches en cuivre et ne retiennent que très-peu de plomb, car ce métal n'a pas pour le soufre une affinité aussi grande que celle du cuivre. Les scories ne sont pas très-pauvres en cuivre, puisque la matte produite est riche; elles ne peuvent pas être jetées; celles qui ne sont pas utilisées dans les fontes suivantes doivent être passées dans la fonte des schlichs; le cuivre qu'elles contiennent se re-



trouve en entier dans la première matte plumbeuse.

L'argent se partage inégalement entre la matte et le cuivre noir; la plus grande partie se trouve dans le cuivre noir, parce que l'affinité des deux métaux entre eux est plus grande que la tendance du sulfure d'argent à se combiner avec les sulfures métalliques. Les scories ne retiennent qu'une quantité insignifiante d'argent; le métal fin est contenu dans les grenailles de matte que les scories entraînent en coulant par-dessus la brasque de l'avant-creuset.

*Opérations suivantes.* — Les mêmes observations sont applicables aux trois autres séries d'opérations : la proportion de soufre contenu dans les lits de fusion diminue à chaque fonte, et par conséquent il se sépare relativement plus de cuivre noir; les mattes et les scories sont de plus en plus riches en cuivre. La teneur en argent des mattes diminue assez rapidement, parce qu'à chaque fonte le cuivre noir sépare une quantité d'argent proportionnellement plus grande que celle qui reste dans les mattes.

Les grillages et les fontes expulsent par volatilisation une partie de l'arsenic et de l'antimoine, du plomb et du zinc, scorifient une autre portion du zinc et du plomb; les cuivres noirs et les mattes sont donc de plus en plus purs, à mesure qu'ils deviennent plus pauvres en argent. Les scories obtenues sont de plus en plus riches en cuivre; on peut passer celles produites dans chaque fonte dans les lits de fusion de la fonte qui précède, en retirer une partie du cuivre, et par suite éviter de ramener à l'origine du traitement une partie du cuivre qui a déjà traversé un si grand nombre d'opérations. Les scories données par la première fonte des mattes cuivreuses sont les seules qu'on soit obligé de passer dans la fonte des schlichs.

*Extraction de l'argent.* — Les quatre qualités de cuivre noir sont divisées en deux parties, égales au double point de vue de la pureté et de la teneur en argent; la première est d'abord fondue avec des litharges et avec du plomb cuivreux, avec les précautions nécessaires pour que les rondelles (ou pains de liquation) contiennent deux parties de plomb pour une partie de cuivre, et pour qu'il y ait mélange intime entre le cuivre et le plomb. Pendant la fusion, l'argent doit se combiner en grande partie avec le plomb, mais il est impossible d'admettre que le plomb enlève au cuivre la totalité de l'argent; les rondelles doivent contenir un mélange hétérogène de deux alliages de l'argent avec le plomb et avec le cuivre, et du cuivre libre, disséminés dans du plomb en excès:

Ces pains sont soumis, pour la liquation, à une température très-lentement élevée jusqu'au rouge sombre; l'alliage de plomb et d'argent entre le premier en fusion et se sépare en gouttelettes; le plomb non combiné à l'argent fond ensuite et se sépare sans pouvoir enlever au cuivre l'argent qui lui est combiné; les carcasses de cuivre retiennent donc une partie de l'argent; on a soin de ne pas trop prolonger la liquation et de laisser avec le cuivre une certaine quantité de plomb.

Le plomb obtenu en traitant de cette manière la moitié du cuivre noir est employé pour enlever l'argent à la seconde moitié; comme il ne serait pas en poids suffisant pour former des pains contenant deux parties de plomb pour une partie de cuivre, on ajoute dans les charges du four à manche le complément nécessaire en litharges.

La liquation de la seconde moitié du cuivre est faite comme la première, à une température à peine assez élevée pour faire couler la majeure partie du plomb libre et l'alliage de plomb et d'argent.

On obtient ainsi : du plomb d'œuvre, nécessairement un peu cuivreux, et des carcasses de cuivre, qui retiennent encore de l'argent et du plomb, ce dernier à l'état libre, l'argent combiné avec une partie du cuivre. Le plomb d'œuvre est coupellé et rentre dans la première partie du traitement; les carcasses sont soumises au ressuage.

Par cette opération on cherche non-seulement à faire sortir des carcasses les dernières parties du plomb, mais encore à faire agir le plomb sur l'argent combiné avec le cuivre; dans ce but, on porte très-rapidement les matières à une température assez élevée pour que l'alliage de cuivre et d'argent fonde en même temps que le plomb, l'argent se partage alors entre les deux métaux; les deux alliages coulent hors du four avec le plomb en excès, tandis que le cuivre reste sur la sole, à peu près complètement privé d'argent. La réussite du *ressuage* dépend principalement du soin avec lequel la température est ménagée; il faut chauffer rapidement et assez fortement pour que le plomb agisse sur l'alliage de cuivre et d'argent, et ne se sépare pas avant l'action; il faut en outre que la chaleur ne soit pas assez forte pour que le cuivre lui-même entre en fusion.

Le plomb d'œuvre produit par le ressuage n'est pas très-riche en argent et renferme beaucoup de cuivre; les litharges qu'il donne à la coupellation ne peuvent être employées que pour l'extraction de l'argent (dans le travail de l'année suivante).

Le ressuage étant fait dans un grand four de coupelle, et par suite les charges étant exposées à l'action de gaz très-oxydants, les carcasses de cuivre sont recouvertes d'une croûte assez épaisse d'oxydes de plomb et de cuivre. Quand elle a été détachée par le moyen mécanique le plus simple, à coups de marteau, il reste du

cuivre métallique sous forme de masses très-poreuses, dont l'affinage ne présente pas de sérieuses difficultés. Le cuivre raffiné est à peu près pur, et ne renferme que très-peu d'arsenic et d'antimoine; ces deux corps nuisibles existent dans les minerais en proportion considérable, relativement au cuivre contenu; leur expulsion est produite par les grillages et par les fontes, répétés un grand nombre de fois; elle est rendue plus complète encore par l'extraction de l'argent, le plomb qui se sépare entraînant une partie de l'arsenic et surtout de l'antimoine restés dans le cuivre noir.

Consistance  
de l'usine.  
—  
Description du  
matériel.

L'usine est très-vaste et construite sur un terrain à peu près plat: elle se compose de quatre bâtiments principaux et de plusieurs magasins et hangars.

Le bâtiment principal contient:

4 hauts fourneaux pour la fonte des schlichs;

2 fours à manche peu élevés pour les fontes des mat-  
tes plumbeuses;

1 four de révivification pour les litharges;

1 four de coupelle servant à la liquation;

2 petits foyers pour l'affinage et le raffinage du  
cuivre.

Dans deux bâtiments disposés en équerre se trouvent: dans l'un, trois fours de coupelle et un four pour sécher l'argile des soles; dans l'autre, deux fours à manche employés pour le traitement des mat-  
tes cuivreuses, et les appareils qui servent à l'extraction de l'argent du cuivre noir.

Le quatrième bâtiment est le magasin des minerais; il communique par une rampe avec une plate-forme établie au niveau des gueulards des hauts fourneaux.

Dans tous les fours à manche et de coupelle, le vent est lancé par des soufflets pyramidaux en bois; pour les hauts fourneaux, la soufflerie est formée de caisses

rectangulaires en bois : tous les moteurs sont des roues hydrauliques ; l'usine possède une force motrice supérieure à ses besoins.

Des magasins séparés sont destinés au bois, aux fagots, aux terres réfractaires, aux matériaux de construction, au charbon de bois et au coke. Les aires et les cases de grillage des mattes plombeuses et cuivreuses sont placées sous des hangars.

*Hauts fourneaux.* — Les fours employés pour la fonte des schlichs sont disposés à peu près comme ceux de l'usine de Friedrichshütte (pl. II, fig. 7), et n'en diffèrent que par quelques-unes de leurs dimensions. Le vide intérieur est à section rectangulaire sur toute la hauteur ; il a 1 mètre de profondeur et 0<sup>m</sup>,90 de largeur ; la hauteur de l'orifice de chargement au-dessus de la tuyère est de 3<sup>m</sup>,60. Le creuset est en brasque fortement battue, reposant sur une pierre de fond horizontale : celle-ci s'appuie sur une fondation solide, et des canaux croisés sont ménagés comme à l'ordinaire pour le dégagement de l'humidité. Le fond du creuset est à 0<sup>m</sup>,30 seulement au-dessous de la poitrine et à 0<sup>m</sup>,50 au-dessous de la tuyère. L'avant-creuset se termine à 0<sup>m</sup>,35 en avant de la poitrine ; le canal par lequel les scories coulent à l'extérieur est à 0<sup>m</sup>,15 au-dessous de la tuyère. Le trou de coulée est placé en avant du four, le bassin de réception du plomb et de la matte est en brasque et pratiqué dans le sol même de l'usine.

Le vent est lancé par une seule tuyère ; l'œil de la buse a 0<sup>m</sup>,05 de diamètre ; la pression du vent ne dépasse pas 0<sup>m</sup>,02 de mercure.

La brasque de l'avant-creuset est maintenue par des plaques de fonte ; les fours sont construits en briques réfractaires à l'intérieur, en briques ordinaires à l'extérieur ; les armatures sont en fer forgé.

Le chargement des lits de fusion et du combustible est fait par une ouverture placée du côté de la warme ; chaque four est surmonté par des chambres de condensation, qui sont en communication avec une cheminée peu élevée.

*Fours à manche.* — Les diverses fontes des mattes sont faites dans des fours à manche ayant tous la même disposition et les mêmes dimensions (pl. II, fig. 15). Le vide intérieur est à parois verticales ; la section horizontale est un rectangle ; la profondeur est de 0<sup>m</sup>,85 et la largeur de 0<sup>m</sup>,75. L'orifice de chargement est à 2 mètres au-dessus de la tuyère ; la profondeur du creuset est de 0<sup>m</sup>,45 ; la poitrine descend jusqu'à la distance de 0<sup>m</sup>,25 du fond du creuset ; l'avant-creuset se prolonge seulement à 0<sup>m</sup>,15 de la poitrine ; les scories coulent à l'extérieur à 0<sup>m</sup>,15 au-dessous de la tuyère.

Le trou de coulée et le bassin de réception extérieur sont disposés comme d'ordinaire. Le vent est lancé par une seule tuyère, l'œil de la buse en tôle a 0<sup>m</sup>,035 de diamètre, la pression du vent varie de 0<sup>m</sup>,015 à 0<sup>m</sup>,025.

La construction et les armatures ne présentent aucune particularité : des chambres de condensation pour les fumées sont placées au-dessus de chaque four, et communiquent directement avec une cheminée peu élevée. Les chambres servent principalement à recueillir les matières fines entraînées par le vent ; pour condenser une portion notable des fumées véritables, il faudrait des appareils beaucoup plus grands.

*Fours de coupelle* (pl. II, fig. 16, 17). — Les trois fours employés pour la coupellation des plombs d'œuvre sont parfaitement pareils : ils sont à voûtes mobiles et disposés pour être chauffés avec des fagots. Le grand four de liquation présente la même disposition, il ne diffère des fours de coupellation que par la fixité de la voûte.

La sole est circulaire, son diamètre est de 3<sup>m</sup>,10 ; les parois sont percées de cinq ouvertures ; la plus grande, *a*, opposée au foyer, sert seulement au chargement des saumons de plomb d'œuvre ; elle est fermée pendant tout le travail par une porte en briques, maintenues dans un cadre en fer ; elle a 0<sup>m</sup>,45 à l'intérieur et 1<sup>m</sup>,15 à l'extérieur ; sa hauteur augmente de 0<sup>m</sup>,40 à 0<sup>m</sup>,66 ; la porte est appuyée dans une embrasure, les joints sont lutés avec de l'argile, dès que le chargement est terminé.

La seconde ouverture, *b*, placée sur le devant du four, à l'extrémité du diamètre perpendiculaire à celui qui passe par le milieu de la porte *a*, est beaucoup plus petite ; elle reste ouverte pendant toute la durée de l'opération, pour donner passage aux gaz et aux fumées qui sortent du four ; elle a 0<sup>m</sup>,25 à l'intérieur et 0<sup>m</sup>,75 à l'extérieur ; sa hauteur totale est de 0<sup>m</sup>,55 à l'intérieur du four. Elle commence à 0<sup>m</sup>,15 en contre-bas du bord supérieur de la sole, et s'élève à 0<sup>m</sup>,40 au-dessus. Elle sert à la sortie des abzugs, des abstrichs et des litharges impures.

La troisième ouverture, *c*, voisine du foyer, reste également ouverte pendant toute la durée de l'opération ; elle a 0<sup>m</sup>,30 et 0<sup>m</sup>,35 de largeur, à l'intérieur et à l'extérieur ; elle s'élève à 0<sup>m</sup>,35 au-dessus du bord supérieur de la sole, et descend à 0<sup>m</sup>,50 au-dessous. C'est par cette ouverture que l'ouvrier fait couler les litharges marchandes.

Les deux autres ouvertures, placées en face de la porte *b*, répondent à une seule embrasure dans le massif extérieur, et reçoivent les deux buses qui lancent alternativement le vent sur le bain métallique : elles sont écartées de 0<sup>m</sup>,60 et placées à 0<sup>m</sup>,15 au-dessus du bord supérieur de la coupelle. L'œil de chaque buse a 0<sup>m</sup>,03

de diamètre : le vent est lancé par des soufflets en bois sous une pression variable, mais ne dépassant pas 0<sup>m</sup>,030 de mercure.

Le foyer est un peu oblique, et n'est pas exactement perpendiculaire au diamètre A B, qui passe par le milieu de la porte de chargement : la grille est formée par des arceaux en briques, laissant entre eux des intervalles de 0<sup>m</sup>,11; elle a 0<sup>m</sup>,50 sur 1<sup>m</sup>,40.

La distance du dernier arceau à la paroi extérieure du four est de 0<sup>m</sup>,70; l'ouverture de chargement des fagots est fermée par une porte en tôle. La hauteur du cendrier est de 0<sup>m</sup>,70; la distance de la grille au pont est de 0<sup>m</sup>,50; la voûte est élevée de 0<sup>m</sup>,40 au plus au-dessus du pont. Le passage des flammes a 0<sup>m</sup>,45 de longueur minima, sa plus grande hauteur est de 0<sup>m</sup>,40.

L'intérieur du four est construit en briques réfractaires; la maçonnerie fixe s'élève à 0<sup>m</sup>,90 au-dessus du pont, et forme le commencement de la voûte qui est terminée par le chapeau mobile. Ce dernier se compose d'une calotte en forte tôle, à laquelle adhère, à l'aide d'un grand nombre de clous, un placage en terre réfractaire, épais de 0<sup>m</sup>,11. La base du chapeau a 2<sup>m</sup>,66 de diamètre, la flèche est de 0<sup>m</sup>,35. Le chapeau est manœuvré à l'aide d'une seule chaîne par une grue placée dans un coin de l'atelier.

La coupelle est faite, comme dans les autres usines, en marne contenant environ un tiers de son poids d'argile, rendue homogène par des moyens mécaniques, et fortement tassée avec des pilons; les bords commencent à 0<sup>m</sup>,05 au-dessous du pont; la surface est à peu près celle d'une calotte sphérique dont la hauteur est de 0<sup>m</sup>,40. La plus faible épaisseur de la coupelle est au milieu du four, et de 0<sup>m</sup>,16.

La coupelle repose sur une maçonnerie en briques



placées debout, et celle-ci sur un lit de gravier fortement tassé, épais de 0<sup>m</sup>,40. Le gravier est porté par une voûte en briques, sous laquelle sont les canaux croisés nécessaires au dégagement de l'humidité.

Le four est entouré d'un massif en briques ordinaires, maintenu par des armatures en fer; ces dernières ne sont pas représentées sur les figures 16 et 17.

La table de la porte de chargement est au niveau du pont et à 1<sup>m</sup>,20 au-dessus du sol de l'atelier. Chaque four de coupelle est placé sous une immense hotte en maçonnerie, destinée à produire l'aspiration des fumées, toujours abondantes pendant les opérations.

*Four à manche servant à la révivification* (pl. II, fig. 8, 9). — Le four employé dans le Harz pour la réduction des litharges est tout à fait pareil à celui de la Friedrichshütte, que j'ai décrit précédemment.

*Four de fusion des pains de liquation.* — La fusion des rondelles de plomb et de cuivre noir argentifère est faite dans un four à manche de dimensions très-petites; il est représenté par les figures 1 et 2, pl. III. Les parois sont toutes verticales; la section horizontale du vide intérieur est un rectangle de 0<sup>m</sup>,60 sur 0<sup>m</sup>,50. La hauteur du gueulard au-dessus de la tuyère est seulement de 1 mètre. La sole du four est en brasque fortement tassée; sa surface présente une inclinaison d'environ 15 degrés de la tuyère au bassin extérieur, dans lequel se réunissent les métaux fondus. La poitrine descend jusqu'à la sole et ne laisse aux métaux qu'un passage très-étroit, haut de 0<sup>m</sup>,15. Le bassin de réception a 0<sup>m</sup>,35 de diamètre. Un second bassin en fonte, dont le diamètre est de 0<sup>m</sup>,60, sert au moulage en rondelles.

Le four est construit comme le four à manche ordinaire; l'intérieur est en briques réfractaires; le massif extérieur est maintenu par des armatures en fer.

*Banquettes de liquation* (pl. III, fig. 3, 4). — La liquation est faite sur deux banquettes en fonte, inclinées symétriquement l'une sur l'autre et relativement au plan horizontal : elles font entre elles un angle de 30 degrés ; leur longueur est de 2<sup>m</sup>,10, leur largeur de 0<sup>m</sup>,60 ; elles sont écartées de 0<sup>m</sup>,10 ; leurs arêtes inférieures font un angle de 15 degrés avec l'horizon, et leurs extrémités les plus basses sont à 0<sup>m</sup>,30 au-dessus du sol. Ces banquettes sont appuyées contre un mur en briques et sont portées par des picds en fonte ; au-dessous est une rigole destinée à conduire le plomb fondu dans un bassin de réception, en brasque, disposé dans le sol de l'atelier.

Description  
du travail.

Avant de décrire les opérations successives et d'indiquer les résultats économiques, il me paraît utile d'insister sur le mode de réception des minerais. Les précautions minutieuses que prennent les directeurs de l'usine pour constater exactement le poids et la richesse des minerais et des schlichs, pour séparer jusqu'au moment de l'emploi les produits des divers ateliers et des divers appareils de préparation mécanique, sont très-utiles pour la comptabilité et sont indispensables pour la régularité du travail. L'industrie particulière pourrait imiter avec grand avantage ce qui se fait à cet égard dans le Harz.

*Réception des minerais.* — L'usine reçoit de quatre districts principaux les minerais préparés pour chacun d'eux dans un ou dans plusieurs ateliers, dans lesquels les produits du triage et des divers appareils sont maintenus séparés jusqu'au moment de l'envoi à l'usine. La réception se fait à époques fixes, sous la surveillance d'un ingénieur et d'un contre-maître, assistés d'un certain nombre d'ouvriers.

Chaque produit, sec ou humide, est pesé centner par

centner (le *centner* équivaut à peu près à un demi-quin-tal métrique); sur chaque pesée, le contre-maitre prélève une prise d'essai. Quand tout le produit est pesé, il est porté dans le magasin, à la case spéciale qui lui est affectée; le poids et la provenance sont inscrits sur le registre d'entrée; les prises d'essai sont réunies, pulvé-risées, si cela est nécessaire, et mélangées intimement: sur une partie, on détermine immédiatement la propor-tion d'eau hygrométrique contenue, par une dessicca-tion à 100 degrés sur une plaque de tôle. La perte de poids permet de calculer le poids exact du minerai sec, mis encore humide en magasin: ce poids est éga-lement inscrit sur le registre d'entrée, en regard du poids du minerai humide.

Le reste de la prise d'essai est introduit dans cinq bocal, qui sont fermés et scellés, et sur lesquels on inscrit seulement la date de la réception et le numéro de la case du magasin: ces bocal sont destinés aux essais pour plomb et pour argent, et même, s'il y a lieu, pour cuivre. Le plus grand sert de réserve pour le cas où les essais doivent être recommencés. Les quatre autres sont envoyés aux essayeurs de l'usine, de la mine, du district et de l'administration centrale.

Les trois premiers font les essais, toujours par voie sèche. Les résultats sont comparés par un inspecteur spécial. Quand deux des trois essais présentent pour la teneur du minerai des différences plus faibles que 2 pour 100 pour le plomb et pour le cuivre, et de 7 à 15 grammes aux 100 kilogrammes pour l'argent, ces deux essais sont considérés comme bons; on prend la moyenne entre eux pour représenter la richesse du mi-nerai. Dans le cas contraire, l'essayeur de l'administra-tion centrale fait lui-même l'essai, ses résultats sont comparés à ceux des autres essayeurs, et s'il y a concor-

dance avec ceux obtenus par l'un d'eux, c'est-à-dire si les teneurs offrent des différences plus faibles que celles indiquées précédemment, on prend la moyenne pour la richesse des minerais. Il arrive rarement que cette concordance n'ait pas lieu ; mais quand ce cas se présente, on recommence tous les essais, en prenant comme matière première la partie de la prise d'essai mise en réserve au moment de la livraison, et on recommence jusqu'à ce qu'il y ait concordance entre les résultats donnés par deux essayeurs. La teneur en plomb, en argent et en cuivre, est alors portée sur le registre : on inscrit en même temps les quantités calculées, d'après les essais, de plomb, de cuivre et d'argent, contenues dans le lot de minerai admis à l'usine.

Il y a certainement une inexactitude dans ce mode de réception ; on devrait rigoureusement prendre les teneurs les plus élevées indiquées par les différents essayeurs, au lieu de choisir la moyenne des teneurs des deux essais concordants, car il y a toujours des pertes notables faites dans les essais par la voie sèche, et l'essai qui se rapproche le plus de la richesse réelle des minerais est certainement celui qui fournit les nombres les plus élevés. De ce mode de réception résulte un avantage très-notable pour l'usine ; au Harz, les mines et les usines appartiennent au gouvernement ; l'inconvénient est sans importance ; mais dans des conditions différentes, par exemple dans une usine achetant les minerais à des mines dont les propriétaires ne sont pas les mêmes, les vendeurs de minerais auraient évidemment le droit de prendre pour la teneur de leurs produits les chiffres les plus élevés, donnés par les essais.

Les divers lots de minerais apportés à Lauthenthal ne pèsent presque jamais exactement un nombre entier de centner ; on met en réserve les fractions pour les joindre

à la prochaine livraison des appareils correspondants des mêmes ateliers de préparation mécanique; il faut les étiqueter et les conserver dans des cases spéciales. Dans les autres usines du Harz, on évite les embarras qui proviennent de cette manière de faire la réception, en négligeant les fractions de centner : quand le poids est de  $n$  centner, plus une fraction moindre que  $\frac{1}{2}$ , on ne compte que  $n$  centner sur les registres; quand la fraction dépasse  $\frac{1}{2}$ , on porte sur les registres  $n + 1$  centner. Il y a là une cause d'irrégularité et d'incertitude sur les poids réellement reçus, d'autant plus grande que les lots de minerais sont plus nombreux et d'un poids absolu plus faible.

Dans le magasin des minerais sont ménagées deux aires horizontales très-vastes, entourées de planches, sur lesquelles sont faits les mélanges des schlichs pour la première fonte. Les diverses qualités de minerais et de schlichs sont étendues successivement par couches horizontales, aussi régulières que possible, et forment un tas rectangulaire d'environ 1 mètre de hauteur, contenant près de 32 tonnes. Quand il est terminé, on trace à la surface deux systèmes de lignes parallèles et normales, limitant seize carrés égaux.

On enlève successivement à la pelle les prismes verticaux auxquels ces carrés servent de bases; chacun d'eux tient environ 2 tonnes et sert à la confection d'un lit de fusion.

#### Première partie du traitement.

PREMIÈRE OPÉRATION. — FONTE DES SCHLICHS. — L'usine a reçu dans l'année 1849 environ 3,000 tonnes de mi-

nerais de plomb, de diverses provenances, contenant en moyenne 60 pour 100 de plomb et 62 grammes d'argent pour 100 kilogrammes, soit 1,800 tonnes de plomb et 1,860 kilogrammes d'argent : le cuivre n'a pas été déterminé par les essais ; on a constaté seulement le rendement en cuivre au traitement métallurgique.

Les minerais sont fondus directement, dans des fours à manche très-élevés, avec de la ferraille, avec des scories plumbeuses et cuivreuses, et avec des matières oxydées contenant à la fois du plomb et du cuivre. Je n'ai pas à insister sur la mise en feu et sur la mise hors feu, qui n'exigent aucune précaution spéciale ; je ne m'occuperai que du travail normal et des résultats obtenus.

*Lits de fusion.* — Toutes les matières qui doivent entrer dans la composition des lits de fusion sont montées au niveau du gueulard, et disposées par couches horizontales peu épaisses et bien régulières, sur une aire voisine du four. L'épaisseur totale du tas est assez faible pour que les ouvriers puissent enlever les matières à la pelle et remplir les bûches de chargement, en prenant une proportion sensiblement constante des diverses matières ; la succession adoptée pour les couches est la suivante :

Un tiers des scories des fontes des mattes ;

Un tiers des matières plumbeuses et cuivreuses oxydées ;

Un tiers de la ferraille ou de la fonte grenailée ;

Un tiers des minerais et des schlichs ;

Deux tiers des scories des fontes des mattes ;

Deux tiers des matières oxydées ;

Deux tiers de la ferraille ;

Deux tiers des minerais ;

Scories provenant de l'opération elle-même.

Les quantités de ces diverses matières sont à peu près

constantes, parce que les minerais varient très-peu, et que le travail de toute l'usine offre une grande régularité. Dans un lit de fusion on met ordinairement :

1° 40 centner, soit 1,960 kilogrammes de minerais assortis, dont le mélange a été fait précédemment dans le magasin des schlichs et des minerais ;

2° De 3,000 à 3,430 kilogrammes de scories diverses : elles proviennent en partie des fontes des mattes, et en partie de la fonte elle-même ; la proportion de ces dernières est la seule variable, le mattre fondeur l'augmente ou la diminue d'après l'allure du four, et d'après la fluidité des scories <sup>1</sup> qui coulent par-dessus le bord de l'avant-creuset ;

3° 196 kilogrammes de ferraille ou de fonte, soit 10 pour 100 du poids des minerais ; ces matières sont recouvertes d'une croûte d'oxyde de fer, mais cet oxyde est réduit à peu près en totalité dans la partie supérieure du four ; on peut considérer la proportion de 9 à 10 pour 100 de fer comme étant celle qui est réellement employée à la désulfuration de la galène et à la précipitation du plomb des silicates ;

4° 260 kilogrammes de matières plumbeuses et cuivreuses oxydées, provenant principalement de la coupellation des plombs impurs et chargés de cuivre, fonds de coupelles, dernières litharges, abzugs et litharges très-impures.

<sup>1</sup> Il y a certainement un grave inconvénient à passer dans les charges une quantité de scories aussi considérable ; la consommation de combustible est plus forte, on fond dans un temps donné moins de minerais, les scories produites renferment un peu plus de plomb. Il est vrai que ces scories sont utilisées pour fabriquer des briques employées dans les mines, mais cette considération doit être secondsaire, et il faut chercher la raison de ce grand excès de scories dans l'état presque pulvérulent de la plus grande partie des minerais traités : il faut ajouter beaucoup de matières fusibles en morceaux pour éviter les engorgements. Les scories sont également nécessaires pour fondre l'oxyde de zinc.

Le poids total d'un lit de fusion varie entre 5,550 et 5,850 kilogrammes; il est en moyenne de 5,700 kilogrammes. J'admettrai ce nombre moyen pour la comparaison du combustible consommé avec le poids des matières fondues.

*Travail normal.* — Le four ayant été convenablement séché et chauffé, on charge des scories contre la warme; on donne le vent dès qu'elles arrivent devant la tuyère, et on continue à ne charger que des scories jusqu'à ce que le nez ait acquis la longueur de 0<sup>m</sup>,20. Les lits de fusion sont alors jetés contre la warme, le charbon de bois est chargé contre la poitrine. On remplit progressivement le four, on diminue la proportion du combustible, et on augmente la quantité de vent lancé à mesure que la fonte devient plus facile; en moins de trois jours on arrive à l'allure normale. Le nez doit avoir 0<sup>m</sup>,35 de longueur et conduire le vent jusque sur le charbon; la quantité d'air lancé par minute est d'environ 9 mètres cubes; sa pression moyenne est de 0<sup>m</sup>,02 de mercure, elle est un peu variable, parce que l'usine ne possède pas de régulateur.

L'allure normale peut être maintenue pendant quinze jours environ, ensuite les parois réfractaires ayant été rongées au-dessus de la tuyère, et des engorgements s'étant formés dans les parties supérieures du four, les scories ne peuvent plus avoir la fluidité nécessaire; la descente des charges ne se fait plus avec régularité, il faut bientôt mettre hors feu. La durée moyenne d'une campagne est seulement de trois semaines; pendant ce temps on fond ordinairement 40 lits de fusion, pesant 228 tonnes et contenant 78<sup>t</sup>,40 de minerais; on brûle 35<sup>t</sup>,40 (moyenne des campagnes de l'année entière) de charbon de bois.

En vingt-quatre heures, quand la fonte marche bien,



on peut passer jusqu'à 14 tonnes des lits de fusion, ou 4,55 de minerais, en ne brûlant guère plus de 1,80 de charbon, soit 0,45 de charbon pour 1 de minerais, et 0,155 de charbon pour 1 de matières totales fondues.

Le travail des ouvriers est divisé en deux parties : au gueulard, le chargeur, aidé d'un certain nombre de manœuvres, prépare les lits de fusion, les charge dans le four à des intervalles presque réguliers ; il modifie la proportion des scories ou celle du combustible d'après les indications du maître fondeur ; au creuset, le fondeur fait couler régulièrement les scories par-dessus la brasque et les moule en briquettes, quand elles lui paraissent suffisamment pauvres et bien exemptes de grenailles ; il procède à la coulée du plomb et de la matte dans le bassin extérieur.

Le moulage des briquettes est fait très-simplement dans des moules en fer composés de deux parties ; chacune représente deux des faces de la brique qu'il s'agit de produire, les deux parties s'assemblent par une charnière. Le moule en place (pl. III, fig. 5) est posé sur le sol de l'usine ; le fondeur le remplit de scories à l'état pâteux, et se sert d'une pelle en fer pour dresser la face supérieure. Avec deux moules il peut transformer en briques toutes les scories pauvres qui coulent hors du four par-dessus la brasque de l'avant-creuset.

Les coulées de plomb et de matte n'offrent aucune particularité ; dans le bassin intérieur se rendent : le plomb, la matte et des scories. Les scories sont enlevées dès qu'elles sont solidifiées ; comme elles contiennent des grenailles, elles sont réservées pour les fontes des mattes et pour l'opération elle-même ; leur quantité serait insuffisante pour les besoins de toutes ces fontes ; on doit également mettre à part une portion des scories

qui coulent par-dessus les bords de l'avant-creuset. Elles sont cassées au marteau, dans l'atelier même, par des manœuvres auxquels le travail est donné à l'entreprise. La matte est ensuite détachée du plomb quand elle est solidifiée sur toute son épaisseur; elle est cassée de même au marteau dans l'atelier; elle est transportée en morceaux au hangar de grillage. Le plomb est puisé à la cuiller et moulé dans des lingotières.

*Personnel.* — La conduite d'un four exige la présence de 2 ouvriers spéciaux, et d'un certain nombre de manœuvres : les postes sont de douze heures; à la fin de chaque semaine les ouvriers de nuit prennent le poste de jour et inversement. Tous les travaux sont donnés à l'entreprise, depuis le roulage des matières au niveau du gueulard jusqu'au moulage des scories en briquettes. On estime que les fondeurs peuvent gagner en moyenne 1 fr. 90 par poste de douze heures, et les chargeurs 1 fr. 60; les manœuvres sont employés fréquemment pour les autres fontes, en sorte qu'il est très-difficile de déterminer quel serait le nombre d'ouvriers nécessaires pour la conduite d'un four dans le cas où une partie de leur temps ne serait pas consacrée à d'autres opérations.

D'après les prix payés à l'entreprise on peut admettre que le roulage et la préparation des lits de fusion représentent deux journées de manœuvres par vingt-quatre heures, et que dans le même temps les soins au creuset, le cassage des scories et des mattes, exigent une journée de manœuvre. Le prix moyen de la journée est de 1 franc.

*Produits.* — La fonte des schlichs donne quatre produits : le plomb d'œuvre, les mattes, les scories et les fumées. Des 78,40 de minerais fondus dans une campagne, on retire :

|                                                 |        |                            |       |
|-------------------------------------------------|--------|----------------------------|-------|
| Plomb d'œuvre....                               | 28,80, | soit par tonne de minerais | 0,565 |
| Mattes.....                                     | 35,60, | — —                        | 0,428 |
| Fumées.....                                     | 4,50,  | — —                        | 0,057 |
| Scories moulées en briques, au moins 50 tonnes. |        |                            |       |

Le plomb d'œuvre est assez pur et rend à l'essai 105 grammes d'argent par 100 kilogrammes; la première opération fait passer dans le plomb d'œuvre environ 60 pour 100 de l'argent que renferment les minerais.

Les mattes sont d'une couleur très-foncée, à texture compacte; elles renferment de 23 à 24 pour 100 de soufre, de 35 à 36 pour 100 de plomb, et seulement quelques millièmes de cuivre; leur teneur en argent est d'environ 60 grammes par 100 kilogrammes.

Les fumées contiennent jusqu'à 60 pour 100 de leur poids de matières fines entraînées par le vent, analogues pour leur composition aux minerais eux-mêmes; elles renferment en outre du carbonate et du sulfate de plomb. Elles rendent à l'essai de 50 à 52 pour 100 de plomb, et 50 grammes d'argent par 100 kilogrammes.

Les scories sont presque noires, et prennent par refroidissement lent une grande dureté; elles contiennent plus de 50 pour 100 de silice et renferment toujours un peu d'oxyde de plomb à l'état de silicate. Des essais, faits sur des morceaux bien exempts de grenailles de matte, ont donné jusqu'à 4 pour 100 de plomb, et des traces d'argent.

*Considérations économiques.* — Le traitement de 3,000 tonnes de minerais et de schlichs (en 1849) exige 58 campagnes, pendant lesquelles on consomme :

300 tonnes de ferraille ou de fonte;

1,429 tonnes de charbon de bois.

On emploie : 5,192 journées d'ouvriers spéciaux, fondeurs et chargeurs; et environ 2,594 journées de manœuvres.

Les produits des 58 campagnes sont les suivants :

|                                                                    |          |
|--------------------------------------------------------------------|----------|
| Plomb d'œuvre à 105 grammes d'argent.....                          | 1,094,40 |
| Premières mattes (tenant 56 p. 100 de plomb et 60 gr. d'argent) .. | 1,276,80 |
| Fumées..... — 52 — 50 —                                            | 171,00   |

Scories moulées en briques, environ 2,000 tonnes.

Les matières diverses passées dans la fonte, et les minerais eux-mêmes, contiennent environ 2,200 tonnes de plomb et 2,000 kilogrammes d'argent; les produits utilisables obtenus ne renferment, d'après les essais, que 1,645 tonnes de plomb et 2,004 kilogrammes d'argent. La perte en argent est donc du même ordre que celle faite dans les essais, mais la perte en plomb est très-considérable; elle est de 557 tonnes, soit de 25 à 26 pour 100 du poids du plomb accusé par les essais dans les lits de fusion. Les scories contiennent environ la moitié du plomb perdu.

La perte en plomb est réellement un peu moins élevée, parce qu'on repasse dans les diverses fontes du traitement une grande partie des scories, toutes celles qui contiennent des grenailles, et même un poids considérable de scories qui paraissent ne pas en renfermer une proportion appréciable.

Les frais spéciaux de la fonte des schlichs pour l'année 1849 sont les suivants :

|                                                 |                                               |                 |
|-------------------------------------------------|-----------------------------------------------|-----------------|
| Main-d'œuvre                                    | ouvriers spéciaux. 3,192 jours à 1 fr. 75 c.. | 5,586 francs.   |
|                                                 | manœuvres..... 2,394 — 1 00 ..                | 2,394           |
| Charbon de bois.....                            | 1,429 tonnes à 50 00 ..                       | 71,450          |
| Ferraille et fonte.....                         | 500 — 250 00 ..                               | 45,000          |
| Brasque, outils, réparations, frais divers..... |                                               | 10,000          |
| Frais spéciaux de la fonte.....                 |                                               | 145,430 francs. |

Soit par tonne de minerais :

|                                               |             |              |
|-----------------------------------------------|-------------|--------------|
| Main-d'œuvre.....                             | 11,862..... | 2 fr. 06 c.  |
| Charbon de bois.....                          | 0,476.....  | 25 81        |
| Ferraille.....                                | 0,160.....  | 15 00        |
| Réparations, frais divers.....                | 6.....      | 33           |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de miner.. |             | 47 fr. 80 c. |

Les produits donnés par 1 tonne de minerais sont, comme je l'ai déjà indiqué :

|                                                                     |                       |
|---------------------------------------------------------------------|-----------------------|
| Plomb d'œuvre, tenant 105 grammes d'argent aux 100 kilog.....       | 0,365                 |
| Mattes rendant à l'essai 36 pour 100 de plomb et 60 gr. d'argent... | 0,428                 |
| Fumées.....                                                         | 52 — — 52 — ... 0,057 |

Les frais de la fonte sont extrêmement élevés, la perte en plomb est considérable; il ne faut pas cependant considérer pour cela la méthode suivie à Lautenthal comme défectueuse; l'état pulvérulent des minerais, la présence de la blende, forcent à passer dans les lits de fusion le grand excès de scories, duquel proviennent et l'élévation des frais rapportés à la tonne de minerais, et la plus grande partie de la perte en plomb. On cherche à tirer parti des scories en les moulant en briques, mais la valeur produite est en réalité très-faible, et devrait être considérée plutôt comme une prime aux fondeurs que comme une source de bénéfices pour l'usine.

#### SECONDE OPÉRATION. — GRILLAGE DES PREMIÈRES MATTES. —

La fonte de 3,000 tonnes de schliehs donne 1,276<sup>1</sup>/<sub>80</sub> de premières mattes; elles sont transportées au hangar de grillage, après avoir été cassées au marteau en morceaux, dont les plus gros ont 0<sup>m</sup>,06 de longueur; les morceaux sont du reste très-irréguliers, et le cassage produit beaucoup de menus. Ces mattes sont grillées à cinq feux successifs, en grands tas disposés à peu près comme ceux des minerais de cuivre dans la méthode allemande.

Les tas sont placés sous des hangars, assez bien fermés pour que les variations atmosphériques ne puissent pas avoir d'influence sur l'activité de la combustion.

*Premier feu.* — Sur l'aire bien battue et horizontale on dispose une première assise de bûches, formant un

rectangle de 5 mètres sur 10 mètres, contenant environ 5 tonnes de bois ; par-dessus on charge 140 tonnes de matte, en ayant soin de placer les plus gros morceaux à la base, et de disposer les menus sur la paroi latérale et sur la base supérieure, pour former la couverture. Des cheminées verticales et des canaux, destinés à faciliter l'allumage, sont ménagés dans l'assise du combustible et dans l'axe du tas. La forme extérieure est celle d'un tronc de pyramide, dont les faces sont inclinées à 45 degrés au plus, et dont la hauteur est d'environ 1<sup>m</sup>,50. On allume avec du charbon enflammé, avec des copeaux et des menus bois : on bouche les cheminées avec de la matte, quand tout le bois est bien allumé ; on laisse la combustion se propager d'elle-même jusqu'à la base supérieure ; le grillage est ordinairement terminé en quatre semaines. Pendant ce temps les grilleurs ont à exercer une surveillance active, à réparer les fissures qui se produisent dans la couverture, à ouvrir ou à fermer des canaux pour l'admission de l'air à la base du tas, suivant que la combustion paraît se ralentir ou marcher trop vite. Quand le grillage est terminé, les ouvriers défont le tas, mettent de côté les menus et les petits morceaux dans lesquels l'oxydation est assez avancée, et portent tout le reste au second feu.

*Second feu et feux suivants.* — Les morceaux et les menus, trop incomplètement oxydés dans le premier feu, sont grillés de la même manière, en un tas plus petit que le premier, et pour lequel on emploie proportionnellement une quantité plus grande de bois. Le second feu étant terminé, les ouvriers procèdent au triage des parties qui sont convenablement oxydées, et construisent, avec les autres, un troisième tas. On procède de même à un quatrième et à un cinquième grillage, en ayant soin, après chaque feu, de ne réserver pour le feu suivant que

les morceaux dans lesquels l'oxydation est trop incomplète. On peut admettre que, le premier tas de grillage contenant 140 tonnes de mattes, les suivants sont faits respectivement sur 70 tonnes, 35 tonnes, 17 tonnes, 9 tonnes. La durée des feux successifs diminue un peu plus rapidement que le poids des matières traitées; en même temps il faut augmenter notablement la proportion de combustible à mesure que les morceaux, déjà recouverts d'une croûte plus épaisse d'oxydes, présentent plus de difficultés à l'action de l'air.

*Considérations économiques.* — Le grillage à cinq feux des 1,276<sup>1</sup>,80 de premières mattes exige 9 séries d'opérations, et consomme 130 tonnes de bois, copeaux et charbon, dont la valeur est d'environ 7 francs par tonne; trois ouvriers suffisent au travail, et fournissent 260 postes de douze heures; ils sont payés à prix faits, et peuvent gagner 1 fr. 30 c. par poste.

D'après ces données, les frais spéciaux du grillage de 1,276<sup>1</sup>,80 de premières mattes sont :

|                                   |                            |                           |
|-----------------------------------|----------------------------|---------------------------|
| Malu-d'œuvre....                  | 260 jours à 1 fr. 30 c.... | 558 francs <sup>1</sup> . |
| Bois et copeaux...                | 130 tonnes à 7 00 ...      | 910                       |
| Frais spéciaux des grillages..... |                            | <u>1,248 francs.</u>      |

Jé ne tiens pas compte des frais d'outils et divers qui s'élèvent à un chiffre très-faible.

Par tonne de minerais les frais spéciaux du grillage des premières mattes sont :

|                                                      |            |                  |
|------------------------------------------------------|------------|------------------|
| Main-d'œuvre.....                                    | 0,087..... | 0 fr. 113        |
| Bois et copeaux.....                                 | 0,045..... | 0 501            |
| Frais spéciaux du grillage pour 1 tonne de minerais. |            | <u>0 fr. 414</u> |

<sup>1</sup> Il est utile de calculer les frais de grillage rapportés à 1 tonne de mattes; ces frais sont les suivants :

|                                            |            |                  |
|--------------------------------------------|------------|------------------|
| Main-d'œuvre.....                          | 0,205..... | 0 fr. 264        |
| Combustibles.....                          | 0,102..... | 0 714            |
| Frais du grillage pour 1 tonne de mattes.. |            | <u>0 fr. 978</u> |

Les mattes grillées ont un poids à peu près égal à celui des mattes avant grillage; dans la confection des lits de fusion de la fonte suivante on peut, sans erreur notable, ne pas tenir compte de la différence. Le grillage expulse une proportion notable de l'arsenic et de l'antimoine, et laisse dans le produit définitif à peu près la moitié du soufre que tenaient les mattes en sortant de la première fonte; il volatilise un peu de plomb, mais en quantité tellement faible qu'on peut la considérer comme négligeable. Une grande partie des mattes grillées est à l'état de menus presque pulvérulents; une partie cependant se présente en morceaux de dimensions diverses, très-poreux à la surface, contenant encore au centre la matte presque inattaquée. On doit donc retrouver dans la fonte de ces produits une partie des difficultés qui obligent, dans la fonte des schlichs, à passer dans les lits de fusion une quantité très-grande de scories en morceaux.

**TROISIÈME OPÉRATION. — FONTE DES PREMIÈRES MATTES. —**

On fond les mattes grillées dans des fours à manche peu élevés, représentés planche II, fig. 15. Le travail est conduit sans précautions spéciales; on cherche à maintenir le nez un peu long et le gueulard obscur, et à obtenir des scories bien fluides.

J'insisterai seulement sur la composition des lits de fusion et sur les produits obtenus.

*Lits de fusion.* — On passe dans la fonte : une petite quantité de fer métallique, à l'état de ferraille ou de grenailles de fonte; les scories les plus chargées de matte de l'opération elle-même; des scories siliceuses de la première fonte; et des produits oxydés de la coupellation, riches en plomb, mais renfermant peu de cuivre, des fonds de coupelles, des dernières litharges provenant



de plombs d'œuvre peu cuivreux, des scories de la révivification des litharges.

Un lit de fusion comprend :

|                                             |                    |
|---------------------------------------------|--------------------|
| Premières mattes grillées à 5 feux....      | 1,800 kilogrammes. |
| Ferraille ou fonte.....                     | 49                 |
| Scories de la fonte elle-même.....          | 100                |
| Scories de la fonte des schlichs.....       | 1,700              |
| Fonds de coupelles.....                     | 200                |
| Dernières litharges.....                    | 140                |
| Scories de la révivification des litharges. | 140                |

---

Poids d'un lit de fusion..... 4,129 kilogrammes.

Les lits de fusion sont préparés avec les soins ordinaires; les diverses matières qui les composent sont étendues sur le sol de l'atelier, en couches horizontales peu épaisses; leur hauteur totale ne dépasse pas 0<sup>m</sup>,20.

Le combustible employé, mélange de coke et de charbon de bois, est placé en tas à proximité du four; les ouvriers emplissent à la pelle des bûches des lits de fusion et des paniers de combustible, et chargent ces matières par le gueulard, en montant sur la brasque de l'avant-creuset; les lits de fusion sont jetés contre la warme et le charbon contre la poitrine.

*Description d'une campagne.* — La mise en feu est faite avec les précautions ordinaires : on forme le nez avec des scories, et on remplit peu à peu le four jusqu'au gueulard; les ouvriers reconnaissent qu'il est temps de charger quand les gaz commencent à s'enflammer au-dessus des matières. Dès le second jour le four entre en bonne allure; cependant le poids des lits de fusion, qui peut être passé en vingt-quatre heures, augmente jusqu'au sixième et même jusqu'au septième jour de la campagne; plus tard la fusion devient un peu plus difficile, et pendant les trois ou quatre derniers jours il faut augmenter progressivement la proportion du combustible; on met

hors feu vers le dixième ou vers le onzième jour, quand, à la suite de l'augmentation du vide intérieur, les scories ne sont plus suffisamment fluides. Chaque campagne dure ordinairement dix jours, onze jours au plus; pendant ce temps on fond en général, et presque régulièrement, 54 tonnes de mattes grillées, ou 123,87 de lits de fusion, en brûlant seulement 10 tonnes de coke et 1,50 de charbon de bois.

Vers le milieu de la campagne on peut fondre en vingt-quatre heures jusqu'à 4 lits de fusion, soit 16,51 de matières, en ne brûlant que 1 tonne de coke, soit 14 de coke pour 100 de mattes grillées.

*Produits.* — La fonte des premières mattes donne, comme je l'ai déjà dit, plusieurs produits : le plomb d'œuvre, les secondes mattes, les fumées et les scories.

Le plomb d'œuvre est un peu moins pur que celui donné par la fonte des minerais, et sa teneur en argent est un peu plus élevée; il rend de 115 à 125 grammes d'argent par 100 kilogrammes.

Les mattes ne renferment pas plus de 16 à 17 pour 100 de soufre; elles sont riches en plomb et même en argent; elles contiennent à peu près 4 pour 100 de cuivre, mais cette proportion est un peu incertaine, parce qu'elle n'est pas déterminée par des essais réguliers. Les mattes rendent à l'essai de 45 à 47 pour 100 de plomb et 60 grammes d'argent par 100 kilogrammes.

Les fumées sont presque aussi riches que celles qui proviennent de la fonte des schliehs; elles rendent de 50 à 52 pour 100 de plomb et 40 grammes d'argent par 100 kilogrammes. Elles sont composées de carbonates et de sulfates de plomb et de zinc, et contiennent en outre beaucoup des matières fines des lits de fusion, entraînées par le vent.

Les scories sont basiques, contiennent au plus 40 pour

100 de silice, et retiennent toujours une proportion très-notable d'oxyde de plomb; elles sont très-fluides et coulent aisément par-dessus la brasque de l'avant-creuset dans l'intervalle des coulées; malgré leur fluidité, elles entraînent toujours des grenailles de mattes; les essais nombreux des échantillons des scories accusent des teneurs très-variables, entre lesquelles il est difficile d'établir une moyenne; je crois que leur richesse ne peut pas être évaluée à moins de 6 pour 100 de plomb et 2 grammes d'argent par 100 kilogrammes; l'argent est probablement contenu dans les grenailles. Les scories les plus riches, celles qui sont enlevées dans le bassin extérieur à la suite des coulées, sont repassées immédiatement dans les lits de fusion de l'opération, tout le reste est traité dans la fonte des minerais. La seule cause de perte en plomb et en argent, dans la fonte des mattes, est donc la volatilisation, qu'on cherche à réduire autant que possible en donnant au vent une pression faible (0<sup>m</sup>,02 de mercure) et en maintenant le gueulard obscur.

Le traitement des 1,276,80 de mattes exige vingt-quatre campagnes et donne :

|                  |            |                                                                               |
|------------------|------------|-------------------------------------------------------------------------------|
| Plomb d'œuvre.   | 380 tonnes | tenant 120 grammes d'argent aux 100 kilog.                                    |
| Secondes mattes. | 480 —      | rendant à l'essai 45 pour 100 de plomb et 40 gr. d'argent aux 100 kilog.      |
| Fumées.....      | 50 —       | rendant à l'essai 50 pour 100 de plomb et 40 gr. d'argent aux 100 kilog.      |
| Scories.....     | 1,400 —    | rendant à l'essai de 5 à 6 pour 100 de plomb et 2 gr. d'argent aux 100 kilog. |

D'après les essais, les matières passées dans la fonte contiennent environ 70 tonnes de plomb et 805 kilogrammes d'argent. Les produits obtenus renferment approximativement 691 tonnes de plomb et 810 kilogrammes d'argent. Ces chiffres démontrent seulement que les pertes en métaux, faites dans la fonte des mattes, ne sont

pas sensiblement plus fortes que celles des essais par voie sèche; les résultats des essais ne peuvent pas être assez certains pour que les chiffres précédents puissent être considérés comme rigoureux.

Les produits donnés par la tonne de minerais dans la fonte des premières mattes sont :

|                                                         |       |
|---------------------------------------------------------|-------|
| Plomb d'œuvre à 120 grammes d'argent aux 100 kilog..... | 0,127 |
| Secondes mattes.....                                    | 0,160 |
| Fumées.....                                             | 0,017 |
| Scories assez riches pour être toutes refondues.....    | 0,466 |

Ces produits contiennent 0<sup>e</sup>,250 de plomb et 270 grammes d'argent.

*Considérations économiques.* — La conduite d'un four à manche exige la présence de 1 fondeur et de 2 aides par poste de douze heures; il faut de plus un manœuvre pour les transports. Les diverses parties du travail sont données à l'entreprise; on estime que les fondeurs gagnent 1 fr. 90 c. et les aides 1 fr. 50 c. par poste; les rouleurs ne sont occupés que pendant la journée et reçoivent seulement 1 franc.

Les frais spéciaux de la fonte au four à manche des 1,276<sup>e</sup>,80 de premières mattes sont :

|                                                 |                |              |              |             |
|-------------------------------------------------|----------------|--------------|--------------|-------------|
| Main-d'œuvre {                                  | fondeurs....   | 480 jours à  | 1 fr. 90 c.. | 912 francs. |
|                                                 | aides.....     | 970 —        | 1 50...      | 1,440       |
|                                                 | rouleurs....   | 240 —        | 1 00...      | 240         |
| Combustibles {                                  | coke.....      | 240 tonnes à | 35 00...     | 8,400       |
|                                                 | charb. de bois | 36 —         | 50 00...     | 1,800       |
| Ferraille ou fonte.....                         | 36 —           | 150 00...    | 5,400        |             |
| Brasque, outils, réparations, frais divers..... |                |              |              | 6,000       |

Frais spéciaux de la fonte des premières mattes.... 24,192 francs.

Soit par tonne de matte :

|                                            |              |              |
|--------------------------------------------|--------------|--------------|
| Main-d'œuvre.....                          | 11,515 ..... | 2 fr. 05 c.  |
| Coke.....                                  | 0,188.....   | 6 58         |
| Charbon.....                               | 0,029 .....  | 1 45         |
| Fer.....                                   | 0,029.....   | 4 55         |
| Frais divers.....                          | 4 .....      | 54           |
| Frais spéciaux rapportés à 1 t. de mattes. |              | 18 fr. 95 c. |

Les produits de la fonte au four à manche, rapportés à 1 tonne de matte, sont :

|                         |                     |             |                                                        |
|-------------------------|---------------------|-------------|--------------------------------------------------------|
| Plomb d'œuvre.....      | 0 <sup>e</sup> ,297 | contenant : | plomb, 0 <sup>e</sup> ,297; argent 0 <sup>e</sup> ,556 |
| Secondes mattes.....    | 0,575               | —           | — 0,169 — 0,225                                        |
| Fumées.....             | 0,059               | —           | — 0,019 — 0,015                                        |
| Scories à repasser..... | 1,100               | —           | — 0,066 — 0,022                                        |

Les frais spéciaux de la fonte, rapportés à la tonne de minerais, sont les suivants :

|                                             |                         |           |
|---------------------------------------------|-------------------------|-----------|
| Main-d'œuvre.....                           | 0,56.....               | 0 fr. 864 |
| Coke.....                                   | 0 <sup>e</sup> ,08..... | 2 800     |
| Charbon de bois.....                        | 0,012.....              | 0 600     |
| Fer.....                                    | 0,012.....              | 1 800     |
| Frais divers.....                           | 2                       | 000       |
| Frais spéciaux rapportés à 1 t. de minerais |                         | 8 fr. 064 |

QUATRIÈME OPÉRATION. — Le grillage des mattes produites par l'opération précédente est fait à peu près de la même manière que celui des premières mattes, en tas de 120 tonnes et avec une proportion de bois un peu plus forte. Quand le premier feu est terminé, on sépare les morceaux dans lesquels l'oxydation n'est pas suffisante, on les passe à un second feu, et ainsi de suite; une partie des mattes reçoit cinq feux successifs.

Afin de ne pas tomber dans des répétitions inutiles, je donnerai, pour cette opération et pour celles qui suivent, seulement les nombres les plus importants.

Les 480 tonnes de secondes mattes sont grillées en quatre tas séparés. On brûle 52 tonnes de combustibles, principalement bois et copeaux, et on emploie 97 journées d'ouvriers.

Les frais spéciaux du grillage sont les suivants :

|                                 |                           |               |
|---------------------------------|---------------------------|---------------|
| Main-d'œuvre.....               | 97 jours à 1 fr. 30 c.... | 126 fr. 10 c. |
| Bois et copeaux.....            | 52 tonnes à 7 00.....     | 364 00        |
| Frais spéciaux du grillage..... |                           | 490 fr. 10 c. |

Soit par tonne de minerais :

|                                              |             |           |
|----------------------------------------------|-------------|-----------|
| Main-d'œuvre.....                            | 01,052..... | 0 fr. 042 |
| Bois et copeaux.....                         | 0,017.....  | 0 121     |
| Frais spéciaux rapportés à 1 t. de minerais. |             | 0 fr. 163 |

**CINQUIÈME OPÉRATION. — FONTE AU FOUR A MANCHE.** — La fonte au four à manche des secondes mattes grillées est faite à très-peu près dans les mêmes conditions que celle des premières. La composition des lits de fusion est pareille, seulement on choisit des matières oxydées, provenant des coupellations, moins chargées de cuivre. La mise en feu est faite au charbon de bois ; dès que le four est en bonne allure on emploie le coke comme seul combustible. La durée des campagnes est ordinairement de dix jours, et pendant ce temps on fond en moyenne 54 tonnes de mattes grillées ou 124 tonnes de lits de fusion.

Les 480 tonnes de secondes mattes grillées sont fondues en neuf campagnes, et elles donnent les produits suivants :

|                     |                                                                           |   |        |   |   |
|---------------------|---------------------------------------------------------------------------|---|--------|---|---|
| Plomb d'œuvre....   | 210 <sup>k</sup> , rendant à la coupellation 90 gr. d'argent aux 100 kil. |   |        |   |   |
| Troisièmes mattes.. | 200, tenant 40 p 100 de pl. et 50 gr.                                     | — | —      |   |   |
| Fumées.....         | 16, — 50                                                                  | — | 35 gr. | — | — |
| Scories riches..... | 650, — 10                                                                 | — | 2 gr.  | — | — |

Ces produits renferment, d'après les essais, 363 tonnes de plomb et 307 kilogrammes d'argent, tandis que les matières fondues contiennent 596 tonnes de plomb et 305 kilogrammes d'argent.

La perte en argent est donc un peu plus faible que celle faite dans les essais des matières, tandis que la perte en plomb est d'environ 8,4 pour 100 du métal contenu dans les lits de fusion.

Le plomb est relativement à la matte en proportion plus forte que dans la fonte précédente, sa teneur en

argent est moins élevée, et de plus il est notablement cuivreux. Les mattes sont moins riches en plomb et en argent que les mattes précédentes ; elles rendent à l'analyse de 8 à 9 pour 100 de cuivre. Les scories sont riches et doivent être passées pour la plus grande partie dans la fonte des schlichs.

Pour 1 tonne de secondes mattes on obtient :

|                        |                     |           |                     |                    |                     |
|------------------------|---------------------|-----------|---------------------|--------------------|---------------------|
| Plomb d'œuvre.....     | 0 <sup>k</sup> ,437 | contenant | 0 <sup>k</sup> ,437 | de plomb ; argent, | 0 <sup>k</sup> ,395 |
| Troisièmes mattes..... | 0,417               | —         | 0,167               | —                  | — 0,208             |
| Fumées.....            | 0,053               | —         | 0,0165              | —                  | — 0,016             |
| Scories riches.....    | 1,35                | —         | 0,135               | —                  | — 0,027             |

Les produits principaux de la fonte qui correspondent à une tonne de minerais sont :

|                    |                     |            |                      |           |
|--------------------|---------------------|------------|----------------------|-----------|
| Plomb d'œuvre..... | 0 <sup>k</sup> ,070 | renfermant | 0 <sup>k</sup> ,0065 | d'argent. |
| Mattes.....        | 0 <sup>k</sup> ,066 | —          | 0,0053               | —         |

*Cousidérations économiques.* — Les dépenses principales faites dans les 9 campagnes sont indiquées dans le tableau suivant :

|                                               |                               |               |
|-----------------------------------------------|-------------------------------|---------------|
| Main-d'œuvre.....                             | 732 jours.....                | 975 francs.   |
| Coke.....                                     | 92 tonnes à 35 francs.        | 3,220         |
| Charbon.....                                  | 14 <sup>k</sup> ,50 à... 50 — | 725           |
| Fer.....                                      | 12,00 à.. 150 —               | 1,800         |
| Outils, réparations, brasque, frais divers... |                               | 2,160         |
| Frais spéciaux de la fonte.....               |                               | 8,880 francs. |

Soit par tonne de mattes :

|                                            |                          |              |
|--------------------------------------------|--------------------------|--------------|
| Main-d'œuvre.....                          | 11,52.....               | 2 fr. 03 c.  |
| Coke.....                                  | 0 <sup>k</sup> ,192..... | 0 72         |
| Charbon.....                               | 0,050.....               | 1 50         |
| Fer.....                                   | 0,025.....               | 3 75         |
| Frais divers.....                          | 4                        | 50           |
| Frais spéciaux rapportés à 1 t. de mattes. |                          | 18 fr. 50 c. |

Pour une tonne de minerais, les frais principaux de la fonte sont les suivants :

|                                              |            |           |
|----------------------------------------------|------------|-----------|
| Main-d'œuvre.....                            | 0,244..... | 0 fr. 325 |
| Coke.....                                    | 0,031..... | 1 073     |
| Charbon.....                                 | 0,005..... | 0 241     |
| Fer.....                                     | 0,001..... | 0 600     |
| Frais divers.....                            | 0.....     | 0 720     |
| Frais spéciaux rapportés à 1 t. de minerais. |            | 2 fr. 959 |

SIXIÈME OPÉRATION. — GRILLAGE DES MATTES. — Les mattes produites dans l'opération précédente sont grillées en tas à cinq feux successifs, absolument de la même manière que les deux premières mattes; les tas sont un peu plus petits parce qu'il faut opérer en deux fois, et sur 100 tonnes seulement à chaque fois. La proportion de combustible employé est un peu plus grande, les mattes étant moins riches en soufre et dégageant moins de chaleur par l'oxydation.

Les dépenses nécessitées par le grillage de 200 tonnes de mattes sont les suivantes :

|                                 |                         |               |
|---------------------------------|-------------------------|---------------|
| Main-d'œuvre...                 | 58 jours à 1 fr. 50 c.. | 49 fr. 40 c.  |
| Bois et copeaux..               | 26 tonnes à 7 00 ..     | 182 00        |
| Frais spéciaux du grillage..... |                         | 231 fr. 40 c. |

Soit par tonne de minerais :

|                                              |            |           |
|----------------------------------------------|------------|-----------|
| Main-d'œuvre.....                            | 0,013..... | 0 fr. 017 |
| Bois et copeaux.....                         | 0,008..... | 0 056     |
| Frais spéciaux rapportés à 1 t. de minerais. |            | 0 fr. 073 |

Les mattes grillées renferment très-peu de soufre à l'état de sulfures, et contiennent une grande partie du plomb à l'état de sulfate.

SEPTIÈME OPÉRATION. — FONTE AU FOUR A MANCHE. — Les troisièmes mattes, grillées à cinq feux, sont fondues au



four à manche à très-peu près comme je l'ai indiqué pour les premières ; cependant la composition des lits de fusion est un peu différente ; on passe relativement moins de matières plombeuses oxydées , et on choisit celles qui proviennent de la coupellation des plombs très-peu cuivreux ; on emploie également une proportion de fer métallique plus faible. Ces différences s'expliquent par la faible teneur en soufre des mattes grillées. On ne peut pas faire passer dans les mattes nouvelles la totalité du cuivre que renferment celles qui sont traitées, et par suite on ne doit pas songer à enlever à des matières plombeuses oxydées le cuivre qu'elles pourraient contenir.

On ajoute toujours dans les lits de fusion un poids de scories de la première fonte égal à celui des mattes grillées, afin de faire passer autant que possible dans la scorie définitive le cuivre qui n'est pas absorbé par les mattes. Malgré cette précaution, le plomb d'œuvre obtenu est très-chargé de cuivre.

La fonte des 200 tonnes de troisièmes mattes exige 4 campagnes de 9 jours environ.

Dans une campagne, on fond environ 50 tonnes de mattes, ou 120 tonnes de lits de fusion, en consommant 11 tonnes de coke et 1<sup>1</sup>/<sub>2</sub> de charbon de bois.

Les mattes et les matières diverses, fondues dans les 4 campagnes, contiennent, d'après les essais : 133 tonnes de plomb ; de 19 à 20 tonnes de cuivre ; et 114 kilogrammes d'argent. On obtient les produits suivants :

|                     |            |                                                                                         |
|---------------------|------------|-----------------------------------------------------------------------------------------|
| Plomb d'œuvre....   | 70 tonnes  | rendant à l'essai 90 gr. d'arg <sup>t</sup> aux 100 kil.                                |
| Quatrièmes mattes.  | 85 tonnes  | rendant à l'essai 30 pour 100 de plomb et 40 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.      |
| Scories riches..... | 275 tonnes | rendant à l'essai de 10 à 12 p. 100 de plomb et 4 grammes d'argent aux 100 kilogrammes. |
| Fumées.....         | 4 tonnes   | rendant à l'essai 50 pour 100 de plomb et 30 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.      |

Le plomb d'œuvre contient plus de 2 pour 100 de cuivre et peut être considéré comme trop impur pour donner des litharges marchandes. Les mattes contiennent de 20 à 22 pour 100 de cuivre, mais elles sont encore trop riches en plomb pour qu'on puisse les traiter pour cuivre noir.

Les scories sont riches en plomb et même en cuivre; on ne réserve pour l'opération elle-même qu'un poids très-faible, la partie qui renferme le plus de grenailles: on peut dire que toutes les scories sont traitées dans la première fonte.

Ces divers produits tiennent, d'après les essais : 126 tonnes de plomb et 109 kilogrammes d'argent; les pertes en métaux sont ou du moins paraissent faibles, mais il faut observer, comme je l'ai déjà dit plusieurs fois, que les essais donnent tout au plus des nombres comparables, surtout quand il s'agit de matières en morceaux comme les mattes et les scories, sur lesquelles il est à peu près impossible de prélever des prises d'essai convenables. Les chiffres que je viens de citer sont seulement des approximations.

Le cuivre se partage entre le plomb d'œuvre, les mattes et les scories: les mattes en renferment au moins 18 tonnes.

Les poids des divers produits donnés par la fonte des mattes grillées, rapportés à une tonne de mattes, sont les suivants :

|                     |       |             |        |       |         |       |
|---------------------|-------|-------------|--------|-------|---------|-------|
| Plomb d'œuvre...    | 0,550 | contenant : | plomb, | 0,35; | argent, | 0,115 |
| Quatrièmes mattes.. | 0,425 | —           | —      | 0,127 | —       | 0,170 |
| Scories riches..... | 1,375 | —           | —      | 0,150 | —       | 0,055 |
| Fumées, .....       | 1,020 | —           | —      | 0,010 | —       | 0,006 |

Les poids des mêmes produits rapportés à une tonne de minerais sont :

|                     |               |                    |       |         |              |
|---------------------|---------------|--------------------|-------|---------|--------------|
| Plomb d'œuvre....   | 0,025         | contenant : plomb, | 0,025 | argent, | 0,0225       |
| Mattes.....         | 0,030         | —                  | —     | 0,090   | — 0,0120     |
| Scories riches..... | 0,002         | —                  | —     | 0,010   | négligeable. |
| Fumées.....         | négligeables. |                    |       |         |              |

*Considérations économiques.* — Les dépenses spéciales faites dans les quatre campagnes, pour la fonte des 200 tonnes de mattes, sont :

|                                              |                       |               |
|----------------------------------------------|-----------------------|---------------|
| Main-d'œuvre.....                            | 304 jours.....        | 406 francs.   |
| Coke.....                                    | 40 tonnes à 35 francs | 1,400         |
| Charbon de bois....                          | 6 — 50                | 300           |
| Ferraille.....                               | 4 — 150               | 600           |
| Outils, réparations, brasque, frais divers.. |                       | 800           |
| Frais spéciaux de la fonte.....              |                       | 3,506 francs. |

Soit par tonne de mattes :

|                                               |           |              |
|-----------------------------------------------|-----------|--------------|
| Main-d'œuvre.....                             | 4,52..... | 2 fr. 03 c.  |
| Coke.....                                     | 0,20..... | 7 50         |
| Charbon.....                                  | 0,03..... | 1 50         |
| Fer.....                                      | 0,02..... | 3 00         |
| Frais divers.....                             |           | 4 00         |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de mattes. |           | 18 fr. 03 c. |

Les mêmes frais rapportés à la tonne de minerais sont les suivants :

|                                                |             |           |
|------------------------------------------------|-------------|-----------|
| Main-d'œuvre.....                              | 0,404.....  | 0 fr. 135 |
| Coke.....                                      | 0,014.....  | 0 490     |
| Charbon.....                                   | 0,002.....  | 0 100     |
| Fer.....                                       | 0,0013..... | 0 200     |
| Frais divers.....                              |             | 0 267     |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais |             | 1 fr. 192 |

#### HUITIÈME OPÉRATION. — GRILLAGE DES QUATRIÈMES MATTES.

— Les mattes données par la fonte précédente sont grillées en un seul tas ; on soumet à quatre nouveaux feux successifs les morceaux dans lesquels l'oxydation n'a pas

pénétré assez profondément ; ces grillages exigent encore plus de combustible que ceux des troisièmes mattes, parce que la proportion de soufre est encore un peu plus faible. On évite cependant de produire une oxydation trop complète, afin de laisser dans les produits du grillage assez de soufre pour former encore des mattes dans la fonte suivante.

Les frais spéciaux de cette opération sont les suivants :

|                                 |             |               |              |
|---------------------------------|-------------|---------------|--------------|
| Main-d'œuvre....                | 17 jours à  | 1 fr. 30 c... | 22 fr. 10 c. |
| Bois et copeaux....             | 11 tonnes à | 7 00...       | 77 00        |
| Frais spéciaux du grillage..... |             |               | 99 fr. 10 c. |

Soit par tonne de minerais :

|                                                      |            |           |
|------------------------------------------------------|------------|-----------|
| Main-d'œuvre.....                                    | 0,006..... | 0 fr. 007 |
| Bois et copeaux.....                                 | 0,004..... | 0 028     |
| Frais spéciaux rapportés à la tonne de minerais..... |            | 0 fr 035  |

NEUVIÈME OPÉRATION. — DERNIÈRE FONTE DES MATTES PLOMBEUSES. — La fonte au four à manche des mattes grillées est conduite comme les précédentes : dans les lits de fusion on passe un poids de scories siliceuses au moins égal à celui des mattes, et on réserve pour cette opération des scories contenant des grenailles ; on cherche à remédier par là, au moins en partie, au défaut de soufre des mattes grillées : on n'ajoute que très-peu de matières plombeuses oxydées, en choisissant celles qui proviennent de la coupellation du plomb le plus pur. La proportion de fer ajoutée est très-faible, parce qu'il n'y a plus qu'une quantité presque insignifiante de sulfure de plomb à décomposer.

La fonte des 85 tonnes de quatrièmes mattes a été

faite en deux campagnes, de huit jours chacune ; elles ont produit :

|                           |            |                                                                                    |
|---------------------------|------------|------------------------------------------------------------------------------------|
| Plomb d'œuvre très-impur. | 9 tonnes   | rendant à l'essai 90 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.                         |
| Mattes.....               | 60 tonnes  | rendant à l'essai : 30 p. 100 de cuivre, 15 p. 100 de plomb et 30 gr. d'argent.    |
| Scories riches.....       | 110 tonnes | rendant à l'essai : de 1 à 2 p. 100 de cuivre, 14 p. 100 de plomb et 5 gr. d'argt. |
| Fumées.....               | 4,60       | tenant environ 50 p. 100 de plomb et 25 gr. d'argent.                              |

Ces produits contiennent, d'après les essais, 54 tonnes de plomb et 32 kilogrammes d'argent ; les pertes dans l'opération sont évaluées à 8 pour 100 pour chacun de ces deux métaux ; quant au cuivre, il est à peu près impossible de déterminer la quantité qui passe dans les scories ; on dose avec quelque exactitude seulement la proportion de ce métal qui se trouve dans la matte : le plomb d'œuvre en contient au moins 3 pour 100.

Les poids de ces divers produits, qui proviennent de 1 tonne de mattes, sont :

|                     |        |             |                 |                   |
|---------------------|--------|-------------|-----------------|-------------------|
| Plomb d'œuvre.....  | 0,106, | contenant : | plomb, 0,100 .. | argent, 0,0954    |
| Mattes cuivreuses.. | 0,706  | —           | —               | 0,106... — 0,2120 |
| Scories riches..... | 1,294  | —           | —               | 0,181... — 0,0650 |

Les fumées sont négligeables.

Pour 1 tonne de minerais mis en traitement on obtient :

|                     |        |             |                                |
|---------------------|--------|-------------|--------------------------------|
| Plomb d'œuvre....   | 0,003, | contenant : | plomb, 0,003... argent, 0,0027 |
| Mattes cuivreuses.. | 0,020  | —           | — 0,003... — 0,0060            |
| Scories riches..... | 0,037  | —           | — 0,005... — 0,0020            |

*Considérations économiques.* — Les deux campagnes ont entraîné les dépenses suivantes :

|                                                 |                       |                 |
|-------------------------------------------------|-----------------------|-----------------|
| Main-d'œuvre.....                               | 132 jours.....        | 175 fr. 00 c.   |
| Coke.....                                       | 18,70 à 35 francs.... | 654 50          |
| Charbon.....                                    | 3,00 à 50 — ....      | 150 00          |
| Fer.....                                        | 1,275 à 150 — ....    | 191 25          |
| Outils, réparations, brasque, frais divers..... |                       | 340 00          |
| Frais spéciaux de la fonte.....                 |                       | 1,510 fr. 75 c. |

Soit par tonne de mattes :

|                   |            |             |
|-------------------|------------|-------------|
| Main-d'œuvre..... | 1,550..... | 2 fr. 06 c. |
| Coke.....         | 0,220..    | 8 40        |
| Charbon.....      | 0,036..... | 1 80        |
| Fer.....          | 0,015..... | 2 25        |
| Frais divers..... |            | 4 00        |

Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de mattes. 18 fr. 51 c.

Les frais spéciaux rapportés à la tonne de minerais sont les suivants :

|                   |             |           |
|-------------------|-------------|-----------|
| Main-d'œuvre..... | 0,044.....  | 0 fr. 058 |
| Coke.....         | 0,0002..... | 0 218     |
| Charbon.....      | 0,0010..... | 0 050     |
| Fer.....          | 0,0004..... | 0 064     |
| Frais divers..... |             | 0 114     |

Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais. 0 fr. 504

Avant de décrire les opérations suivantes, il me paraît utile de présenter le résumé des produits obtenus et des dépenses faites dans cette première partie du traitement.

Les produits des neuf opérations précédemment exposées sont : le plomb d'œuvre de cinq qualités différentes; les fumées, dont la teneur en argent varie de 25 à 50 grammes aux 100 kilogrammes; les dernières mattes qui doivent être portées au traitement pour cuire noir.

Les poids de plomb d'œuvre obtenus dans les cinq fontes successives sont :

|                                             |            |                            |                     |
|---------------------------------------------|------------|----------------------------|---------------------|
| 1 <sup>re</sup> fonte, plomb assez pur..... | 1,0941,40, | tenant 105 gr. aux 100 k., | soit 1049 k. d'arg. |
| 2 <sup>e</sup> — plomb très-peu cuivreux.   | 380,00     | — 120                      | — 146 —             |
| 3 <sup>e</sup> — plomb un peu cuivreux.     | 210,00     | — 90                       | — 189 —             |
| 4 <sup>e</sup> — plomb cuivreux.....        | 70,00      | — 90                       | — 63 —              |
| 5 <sup>e</sup> — plomb très-cuivreux....    | 9,00       | — 90                       | — 8,10              |
| En somme.....                               | 1,7634,40  | contenant : argent...      | 1,7551,10           |

Ces nombres sont la justification du traitement com-

plexe adopté dans les usines du Harz ; de 3,000 tonnes de minerais très-impurs et contenant du cuivre, on parvient à obtenir 1,474 tonnes de plomb à peu près exempt de cuivre, et à n'avoir que 210 tonnes de plomb d'œuvre assez chargé de cuivre pour que les litharges se vendent difficilement ; 79 tonnes seulement sont du plomb tellement impur que les litharges ne pourraient pas être vendues.

On obtient :

242<sup>h</sup>,60 de fumées, tenant environ 122 tonnes de plomb et 112<sup>h</sup>,55 d'argent ; et 60 tonnes de mattes, contenant : 9 tonnes de plomb, 18 tonnes de cuivre et 18 kilogrammes d'argent.

Les quantités de ces produits qui se rapportent à 1 tonne de minerais sont :

|                                           |                                           |                        |                      |
|-------------------------------------------|-------------------------------------------|------------------------|----------------------|
| 1 <sup>re</sup> fonte, plomb d'œuvre..... | 0 <sup>h</sup> ,365,                      | contenant : argent.... | 0 <sup>h</sup> ,3497 |
| 2 <sup>e</sup> — — — — —                  | 0,127                                     | — — — — —              | 0,1486               |
| 3 <sup>e</sup> — — — — —                  | 0,070                                     | — — — — —              | 0,0630               |
| 4 <sup>e</sup> — — — — —                  | 0,025                                     | — — — — —              | 0,0210               |
| 5 <sup>e</sup> — — — — —                  | 0,003                                     | — — — — —              | 0,0027               |
| <hr/>                                     |                                           |                        |                      |
| Plomb total obtenu....                    | 0 <sup>h</sup> ,590,                      | contenant : argent.... | 0 <sup>h</sup> ,5850 |
| Fumées... 0 <sup>h</sup> ,083,            | contenant : plomb... 0 <sup>h</sup> ,041, | argent... 0,057        |                      |
| Mattes.... 0,020                          | — cuivre... 0,006                         | — ... 0,006            |                      |

En ne tenant pas compte du plomb contenu dans les mattes cuivreuses, plomb qui doit être perdu dans le traitement de ces mattes pour cuivre, on voit qu'on obtient, pour 1 tonne de minerais, contenant 0<sup>h</sup>,600 de plomb et 0<sup>h</sup>,620 d'argent :

Plomb... 0<sup>h</sup>,631 ; argent.. 0<sup>h</sup>,628 ; cuivre.. 0<sup>h</sup>,006

L'excès du rendement est dû aux matières plumbeuses un peu argentifères, provenant des coupellations, ajoutées dans les diverses fontes.

Les dépenses principales occasionnées par les neuf opérations sont les suivantes :

|                     |              |                   |
|---------------------|--------------|-------------------|
| Main-d'œuvre...     | 8,846 jours. | 12,665 fr. 60 c.  |
| Charbon de bois.    | 1,488,50...  | 74,425 00         |
| Coke.....           | 390,70...    | 13,674 50         |
| Bois et copeaux..   | 219,00...    | 1,533 00          |
| Fer et fonte....    | 353,275..    | 25,991 25         |
| Frais divers.....   |              | 28,300 00         |
| Frais spéciaux..... |              | 183,587 fr. 35 c. |

Rapportés à 1 tonne de minerais, les frais spéciaux sont les suivants :

|                                                 |             |            |
|-------------------------------------------------|-------------|------------|
| Main-d'œuvre.....                               | 21,949..... | 4 fr. 221  |
| Charbon de bois.....                            | 0,496.....  | 24 808     |
| Coke.....                                       | 0,1302..... | 4 558      |
| Bois et copeaux.....                            | 0,075.....  | 0 511      |
| Fer.....                                        | 0,1177..... | 17 664     |
| Frais divers.....                               |             | 9 433      |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais. |             | 61 fr. 195 |

Ces frais sont très-élevés, bien que la main-d'œuvre et les combustibles soient à des prix très-bas ; ils le seraient bien plus encore si les moteurs des souffleries étaient des machines à vapeur, qui exigeraient de fortes dépenses en combustible et en main-d'œuvre. Une des causes principales de l'élévation des frais de traitement est l'emploi du fer métallique comme agent de désulfuration. On a réussi à le remplacer par de la chaux à l'usine d'Altenau, également dans le Harz, dans laquelle on traite des minerais analogues. La même tentative a été faite, mais sans succès, à Lautenthal. Peut-être obtiendrait-on des résultats plus favorables en se servant de minerais de fer, qui existent en abondance à des distances modérées de l'usine : dans la fonte des schlichs, les fours sont très-élevés, la réduction de l'oxyde de fer dans la partie supérieure des fours serait probable-



ment assez complète pour fournir la proportion de fer métallique nécessaire à la désulfuration partielle de la galène : on peut même avancer que pour cette opération le succès est certain. Pour les autres fontes, la consommation de fer est relativement très-faible ; il y a donc un intérêt moins grand à remplacer la ferraille ou la fonte par du minerai de fer : cependant il pourrait encore en résulter une économie notable, assez importante pour justifier des expériences un peu prolongées ; dans le cas où le minerai de fer ne pourrait pas remplacer entièrement le fer métallique, il contribuerait à donner aux scories la fluidité désirable.

OPÉRATIONS COMPLÉMENTAIRES. — TRAVAIL DES FUMÉES ET DES DÉBRIS DE FOURS. — Les fumées, recueillies dans les chambres de condensation de tous les fours, ne sont pas traitées en même temps que les débris provenant des réparations, et les fragments de brasques imprégnés de composés plombeux, ce qui cependant semblerait assez naturel. On les sépare, parce que les plombs d'œuvre qu'on retire de ces deux classes de produits ne sont pas également exempts de cuivre, et ne donnent pas les mêmes qualités de litharges. Le plomb qui provient des fumées est plus pur et notablement plus riche en argent.

*Traitement des fumées.* — Avec les 242,60 de fumées on mélange les excédants des prises d'essai des minerais, dont le poids est d'environ 30 tonnes : on a donc à fondre de 272 à 273 tonnes de matières plombées, contenant, d'après les essais : 150 tonnes de plomb et 131 kilogrammes d'argent : on passe, en outre, dans les lits de fusion les fumées provenant de l'opération elle-même, et les mattes grillées à cinq feux.

La fonte est faite dans un des grands fours qui servent à la première opération ; elle est conduite à peu près de la même manière, mais plus lentement. Un lit de fusion est composé des matières suivantes :

|                                                  |                    |
|--------------------------------------------------|--------------------|
| Fumées, prises d'essai des minerais.....         | 2,000 kilogrammes. |
| Mattes grillées à 5 feux, fumées de l'opération. | 200                |
| Ferraille ou fonte.....                          | 40                 |
| Scories de l'opération elle-même.....            | 2,600              |
| Poids d'un lit de fusion.....                    | 4,840 kilogrammes. |

La mise en feu et le travail au four sont conduits comme dans la fonte des schlichs ; il est par conséquent inutile de les décrire ; je ne présenterai que les résultats les plus essentiels. La durée ordinaire des campagnes est de trois semaines ; on peut fondre pendant ce temps 35 lits de fusion, soit 70 tonnes de fumées ou 169<sup>1</sup>/<sub>4</sub> de matières, en brûlant 32 tonnes de charbon, soit environ 45 pour 100 du poids des fumées et des minerais, et 18,80 pour 100 du poids total des matières fondues.

Chaque campagne produit : du plomb d'œuvre, des mattes et des scories. A la fin des quatre campagnes, nécessaires pour le traitement des 273 tonnes de fumées et de minerais, on recueille les fumées déposées dans les chambres et on les met en dépôt pour les joindre, l'année suivante, à celles qu'auront produites les fontes des minerais et des mattes : elles sont un peu moins riches en plomb, mais presque aussi argentifères que les fumées provenant du travail des minerais. Le poids obtenu est, du reste, très-faible et ne dépasse presque jamais 5 tonnes.

Les mattes sont riches en plomb et en argent ; elles rendent à l'essai, et presque régulièrement, 45 pour 100 de plomb et 60 grammes d'argent aux 100 kilogrammes : elles sont grillées à cinq feux et en tas sous un

hangar; chaque année, on passe dans la fonte les mattes produites dans les campagnes de l'année précédente.

Les scories ne sont pas toujours très-fluides, parce qu'elles ne renferment pas beaucoup d'oxyde de fer, et qu'elles contiennent une certaine proportion d'oxyde de zinc; elles retiennent toujours des grenailles, et rendent à l'essai de 3 à 6 pour 100 de plomb. On en repasse une grande partie dans la campagne suivante, en ayant soin de choisir les plus riches.

Le plomb d'œuvre est très-pur, ne contient guère que des traces de cuivre, et rend à l'essai de 100 à 102 grammes d'argent par 100 kilogrammes.

Dans les quatre campagnes, on fond : 273 tonnes de minerais et de fumées provenant de la fonte des schlichs, et des fontes des mattes plumbeuses; et de plus environ 27 tonnes de mattes et de fumées provenant de l'année précédente, et contenant 11<sup>1</sup>/<sub>2</sub> de plomb et 15<sup>1</sup>/<sub>2</sub> d'argent.

On obtient :

|                  |                                 |           |                               |                                                      |
|------------------|---------------------------------|-----------|-------------------------------|------------------------------------------------------|
| Plomb d'œuvre... | 150 <sup>0</sup> / <sub>0</sub> | contenant | 133                           | kilogrammes d'argent.                                |
| Mattes.....      | 21,60                           | —         | 9 <sup>0</sup> / <sub>0</sub> | de plomb et 15 <sup>0</sup> / <sub>0</sub> d'argent. |
| Fumées.....      | 5,40                            | —         | 2,60                          | — 2,50 —                                             |

D'après ces nombres, la perte en argent est à peu près nulle en apparence, c'est-à-dire qu'elle est de même ordre que celle faite dans les essais des matières diverses; la perte en plomb est, au contraire, beaucoup plus forte, puisqu'elle atteint 20 tonnes, soit 14,40 pour 100 du poids du plomb contenu dans les lits de fusion. Cette perte s'explique aisément par la nature des fumées qui sont réduites en partie dans le haut du four; la volatilisation est certainement considérable, et si quelque chose doit surprendre, c'est que la perte en argent ne soit pas elle-même très-grande.

Les mattes et les fumées étant réservées pour le travail de l'année suivante, il n'y a lieu de considérer qu'un seul produit, le plomb d'œuvre ; mais dans le calcul des dépenses il faut tenir compte du grillage des 21<sup>l</sup>,60 de mattes.

Les frais de grillage sont les suivants :

|                                   |                                |              |
|-----------------------------------|--------------------------------|--------------|
| Main-d'œuvre.....                 | 5 jours à 1 fr. 50.....        | 6 fr. 50 c.  |
| Bois et copeaux.....              | 2 <sup>l</sup> ,20 à 7 00..... | 15 40        |
| Frais de grillage des mattes..... |                                | 21 fr. 90 c. |

Les dépenses principales faites pour les quatre campagnes sont résumées dans le tableau suivant :

|                                                  |                        |                 |
|--------------------------------------------------|------------------------|-----------------|
| Main-d'œuvre. 588 jours à                        | 1 fr. 50 c. en moyenne | 764 fr. 40 c.   |
| Charbon..... 128 <sup>l</sup> ,00 à              | 50 00 —                | 6,400 00        |
| Ferraille..... 5,60 à                            | 150 00 —               | 840 00          |
| Outils, réparations, brasques, frais divers..... |                        | 1,800 00        |
| Frais spéciaux de la fonte.....                  |                        | 9,801 fr. 40 c. |

Les frais de grillage et de fonte, rapportés à 1 tonne de minerais, sont :

|                                                 |                           |           |
|-------------------------------------------------|---------------------------|-----------|
| Main-d'œuvre.....                               | 0 <sup>l</sup> ,1977..... | 0 fr. 257 |
| Charbon.....                                    | 0 <sup>l</sup> ,0450..... | 2 150     |
| Bois et copeaux.....                            | 0,0007.....               | 0 005     |
| Fer.....                                        | 0,0020.....               | 0 280     |
| Frais divers.....                               | 0.....                    | 0 600     |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais. |                           | 5 fr. 292 |

Le plomb d'œuvre résultant du travail des fumées, et provenant de 1 tonne de minerais, pèse seulement 0<sup>l</sup>,0433 ; il contient 0<sup>l</sup>,0433 d'argent.

*Travail des débris de fours et des brasques des creusets.*  
— Après les campagnes des fours employés au traitement des minerais, des mattes et des fumées, on doit démolir la maçonnerie intérieure et les brasques des creusets et des bassins. On sépare au marteau toutes les

parties qui sont plus ou moins imprégnées de matières plombeuses; ces parties sont soumises au traitement suivant :

Elles sont d'abord réduites en sable gros sous les pilons d'un bocard, et ensuite lavées sur des tables. Les grains les plus lourds, et par conséquent les plus riches en plomb, restent en tête des tables, et sont seuls passés au traitement métallurgique.

Ils sont fondus dans un four à manche avec une petite quantité de scories provenant de la même opération. Le travail de l'année entière produit environ 40 tonnes de ces sables riches; on peut les fondre dans une seule campagne de 12 jours, en brûlant 1<sup>h</sup>,50 de charbon de bois pour l'allumage et 16 tonnes de coke. On n'obtient que deux produits : du plomb d'œuvre très-peu cuivreux, tenant environ 60 grammes d'argent aux 100 kilogrammes, et des scories qui rendent à l'essai de 3 à 5 pour 100 de plomb.

On repasse dans la même opération toutes les scories qui renferment des grenailles, les autres sont considérées comme pauvres et sont jetées.

Des 40 tonnes de sables enrichis on retire 15 tonnes de plomb d'œuvre contenant 9 kilogrammes d'argent.

Les dépenses nécessaires pour le bocardage et pour la fonte sont :

|                                |                           |               |
|--------------------------------|---------------------------|---------------|
| Main-d'œuvre.....              | 90 jours à 1 fr. 50 c.... | 117 francs.   |
| Coke.....                      | 16,00 à 35 00 ...         | 560           |
| Charbon.....                   | 1,50 à 50 00 ...          | 75            |
| Réparations, frais divers..... |                           | 400           |
| Frais spéciaux.....            |                           | 1,152 francs. |

Soit par tonne de minerais :

|                                                   |           |           |
|---------------------------------------------------|-----------|-----------|
| Main-d'œuvre.....                                 | 0,030 ..  | 0 fr. 030 |
| Coke .....                                        | 0,005 ..  | 0 190     |
| Charbon.....                                      | 0,0065 .. | 0 025     |
| Réparations, frais divers.....                    |           | 0 155     |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais... |           | 0 fr. 387 |

De cette opération on retire, pour 1 tonne de minerais :

Plomb d'œuvre . . . 0<sup>e</sup>,005, contenant . . . 0<sup>e</sup>,003 d'argent.

**DIXIÈME OPÉRATION. — COUPELLATION.** — On soumet à la coupellation, et séparément : les plombs d'œuvre de qualités très-diverses obtenus dans les opérations précédemment décrites ; et le plomb qui provient du traitement du cuivre noir pour argent. L'opération est toujours conduite de la même manière, la séparation des qualités de plomb est motivée seulement par la différence entre les proportions de cuivre qu'elles renferment, et qui influent beaucoup sur la pureté et sur la valeur commerciale des litharges produites. La séparation a de plus l'avantage qu'on peut désigner à chaque coupellation, et d'après le degré de pureté du plomb, à laquelle des fontes des minerais et des mattes doivent être réservés les produits secondaires, tels que les fonds de coupelles, litharges riches, etc.

On doit coupler dans l'année :

|                                                                                           |   |   |                                                 |
|-------------------------------------------------------------------------------------------|---|---|-------------------------------------------------|
| 1,004 <sup>e</sup> ,40 de plomb d'œuvre, provenant de la fonte des schlichs et très-pur ; |   |   |                                                 |
| 130,00                                                                                    | — | — | du traitement des fumées et très-pur ;          |
| 380,00                                                                                    | — | — | de la 2 <sup>e</sup> fonte, très-peu cuivreux ; |
| 15,00                                                                                     | — | — | du traitement des résidus, très-peu cuivreux ;  |
| 240,00                                                                                    | — | — | de la 3 <sup>e</sup> fonte, un peu cuivreux ;   |
| 70,00                                                                                     | — | — | de la 4 <sup>e</sup> fonte, cuivreux ;          |
| 0,00                                                                                      | — | — | de la 5 <sup>e</sup> fonte, très-cuivreux ;     |
| 15,00                                                                                     | — | — | de l'extraction de l'argent très-cuivre ;       |

En somme . 1,923<sup>e</sup>,40 de plomb d'œuvre, contenant . . . 1,927 kilogrammes d'argent.

Sur ce poids total de 1,923<sup>e</sup>,40, on peut compter : 1,224<sup>e</sup>,40, soit 0,635, comme étant du plomb très-pur, devant donner de bonnes litharges marchandes ; 395 tonnes comme du plomb assez pur ; et seulement 304

tonnes comme du plomb trop impur ou trop cuivreux pour produire des litharges susceptibles d'être vendues.

La coupellation étant faite de la même manière pour toutes les qualités de plomb d'œuvre, je n'ai besoin de décrire qu'une seule opération, en prenant pour exemple le plomb pur, produit par la fonte des minerais : je donnerai ensuite les dépenses relatives à toutes les coupellations et le tableau des résultats obtenus.

Le four de coupelle adopté dans le Harz est de très-grandes dimensions; cependant on ne charge pour une opération que 8,000 kilogrammes de plomb d'œuvre; le plomb n'est pas encore assez pur pour qu'on puisse procéder par *filage*; la coupellation de la charge initiale est poussée jusqu'à l'éclair. On donne ordinairement le même plomb d'œuvre aux ouvriers chargés de deux fours voisins, et on cherche à exciter leur zèle en accordant une prime à ceux qui obtiennent le gâteau d'argent brut du poids le plus fort. Grâce à cette disposition, les ouvriers conduisent parfaitement l'opération jusqu'au moment où les litharges deviennent très-riches en argent; mais aussi les gâteaux d'argent brut sont en général à un titre peu élevé, parce que les ouvriers sont intéressés à produire les apparences d'un éclair véritable avant que l'oxydation du plomb ne soit suffisamment avancée. Dans l'industrie particulière, on accorde des primes pour la quantité de litharges marchandes, et pour l'économie réalisée sur le combustible, et partout le titre de l'argent brut est plus élevé que dans le Harz. La question des primes à donner aux ouvriers pour la coupellation est très-importante, mais sa discussion m'entraînerait beaucoup trop loin; je me contenterai de signaler l'inconvénient du système adopté dans le Harz, inconvé-

nient, du reste, assez faible, puisque d'un côté les frais de raffinage de l'argent brut sont plus élevés ; mais de l'autre la perte en argent est proportionnellement moindre dans la coupelle de raffinage que dans le grand four de coupellation.

*Opération.* — La sole est faite avec les précautions que j'ai déjà signalées dans le second chapitre ; elle est composée de calcaire marneux, renfermant environ le tiers de son poids d'argile, et de débris de soles pulvérisés. Le calcaire est lui-même réduit en sable extrêmement fin : les deux matières sont employées en parties égales ; elles sont mélangées à sec, à la pelle, puis humectées de 10 pour 100 d'eau, et de nouveau retournées à la pelle jusqu'à ce que le degré d'humidité soit bien le même dans toutes les parties. Cette préparation des matières qui doivent servir à faire la sole n'exige pas moins de 3 journées d'ouvriers.

Le battage de la coupelle est fait avec des pilons en bois, avec lesquels deux hommes frappent régulièrement en avançant en spirales, alternativement du centre à la circonférence et des parois du four vers le centre : il exige au moins 10 heures de temps, soit 2 journées d'ouvriers. Il faut ensuite laisser sécher librement la sole pendant 12 heures, ou mieux encore pendant un jour entier, avant de charger le plomb.

On étend sur la sole une couche de paille, et on introduit les saumons par la grande porte *a* (pl. II, fig. 16) en les rangeant symétriquement, de manière à laisser entre eux très-peu d'intervalle. Le chargement, fait par 4 ouvriers, peut être terminé en 2 heures.

De chaque saumon, et avant son introduction dans le four, le contre-maitre de la fonderie prend un essai ; les divers fragments sont réunis et fondus dans un creuset : c'est dans le métal en fusion, rendu homogène par un



brassage de quelques instants, qu'on prélève la prise d'essai, dont la coupellation fait connaître avec l'exactitude suffisante la teneur du plomb d'œuvre mis en opération. On vérifie un peu plus tard ce premier résultat en puisant dans le four lui-même, avec une cuiller en fer fixée au bout d'un long manche, une petite quantité de plomb au moment où toute la charge vient d'être fondue ; cette seconde prise d'essai est coupellée comme la première, et donne ordinairement pour la richesse en argent un nombre peu différent.

Le chargement étant terminé, le chapeau mobile est mis en place, les bords sont lutés avec de l'argile, les ouvertures *b*, *c* et les deux tuyères sont bouchées, la grande ouverture *a* est laissée libre sur la moitié seulement de sa hauteur. On allume ensuite le four avec de la paille et des menues branches, on chauffe avec des fagots, on pousse le feu jusqu'à ce que le four et le chargement soient au rouge sombre.

La fusion du plomb n'est complète que dix heures après la mise en feu ; pendant ce temps, la conduite du four n'exige que 2 ouvriers : le chauffeur qui introduit les fagots dans le foyer, et le manœuvre qui va les chercher au magasin.

Dès que le plomb est fondu, le chef coupelleur vient prendre la direction du travail ; il fait dégager l'ouverture *b* ; il élève plus ou moins la porte *a* ; il fait pousser le feu, de manière que la température du plomb ne dépasse pas beaucoup le rouge sombre, et ne s'élève jusqu'au rouge cerise qu'au moment où les litharges commencent à devenir à peu près pures. La purification du plomb par l'oxydation des corps étrangers se fait ainsi à une température modérée, ce qui contribue à limiter les pertes par volatilisation.

Les premières crasses, ou *abzugs*, sont à peine agglo-

mérées et peuvent être aisément sorties du four avec un râble dont la tête est en bois ; les abstrichs qui se forment ensuite contiennent beaucoup d'oxyde de plomb, et sont à peu près complètement fondus. Le chef coupelleur les solidifie dans le four avec du menu charbon, et les fait sortir par la porte *b* : les litharges impures, qui succèdent aux abstrichs, sont très-fluides et coulent d'elles-mêmes par une rainure pratiquée par l'ouvrier dans le sol de l'ouverture *b*.

Le temps pendant lequel les produits oxydés restent impurs est très-variable ; il dépend en premier lieu du soin avec lequel la coupelle a été battue sur les bords, et en second lieu du degré d'impureté du plomb soumis à la coupellation. Quand la sole a été bien faite et ne se laisse pas trop ronger par l'oxyde de plomb, quand en même temps le plomb d'œuvre est pur, les litharges deviennent assez belles cinq heures au plus après la fusion complète.

A ce moment, le chef coupelleur met les deux buses en place, après s'être assuré que les *papillons* (valves en tôle destinées à rabattre le vent sur le bain) fonctionnent librement à l'extrémité des buses ; il fait déboucher l'ouverture *c*, et fermer à peu près complètement *b*. Il creuse dans le bord de la coupelle une rainure assez profonde pour laisser couler seulement la litharge, et l'approfondit de plus en plus à mesure que le niveau du bain s'abaisse dans le four.

Le feu est maintenu très-actif et juste au degré nécessaire pour que les litharges puissent couler très-facilement ; la température du bain s'écarte très-peu du rouge cerise. Il est difficile d'évaluer exactement la quantité d'air lancé dans le four, à cause de l'imperfection de l'appareil soufflant : d'après les dimensions et le mouvement des soufflets en bois, je l'é-

value approximativement à 11 mètres cubes par minute. L'air est lancé alternativement par l'une et l'autre des deux buses, sous une pression variable et inférieure à 0<sup>m</sup>,025 de mercure. Il produit à la surface du bain, sur la couche de litharges bien fluides, des ondes régulières ; les vagues de litharges ont encore auprès de la porte *c* une hauteur assez grande pour faciliter l'écoulement de ces matières ; les litharges ne retiennent pour ainsi dire pas de grenailles métalliques. Ce fait est attribué par tous les ingénieurs du Harz à la position de la porte *c* auprès du pont ; il est certain que dans le four adopté dans le Harz les vagues de litharges arrivent obliquement à la rainure de sortie, et que la surface du bain métallique ne présente plus en ce point des ondulations sensibles. On peut cependant faire quelques objections à la disposition du four de Lautenthal : l'ouvrier est à côté de la porte du foyer, il est dérangé fréquemment par le chargement des fagots dans le foyer, et souffre beaucoup de la chaleur ; de là résulte une notable irrégularité dans son travail, ce qui compense certainement les avantages qu'on peut attendre de la position de la voie des litharges auprès du pont.

Les litharges coulent le long de la paroi du four, et se solidifient presque toujours avant d'arriver jusqu'à terre. Elles forment des stalactites très-irrégulières, composées de litharges jaunes ou rouges, suivant la rapidité du refroidissement ; la proportion des litharges rouges augmente vers la fin de l'opération, quand les parois du four deviennent plus chaudes.

Les litharges sont enlevées par gros morceaux, et séparées ensuite, par écrasement et tamisage, en deux variétés : jaunes ou en grains, rouges en paillettes.

Les dernières litharges contiennent toujours quelques grenailles de plomb riche en argent ; on les met de côté

pour les porter aux lits de fusion des fontes des minerais et des mattes.

L'éclair se manifeste ordinairement vingt-huit heures après le commencement de la période de formation des litharges marchandes, et n'est pas toujours parfaitement caractérisé. Dès qu'il a passé, le chef coupelleur refroidit le gâteau d'argent avec de l'eau chaude, il arrête le vent, et sort le gâteau quand il est solidifié. Le titre de l'argent brut est un peu variable; j'admettrai dans les calculs suivants qu'il est de 970 millièmes, bien qu'il soit fréquemment plus bas.

Deux jours après la fin d'une opération, le four est assez refroidi pour qu'on puisse arracher la sole et procéder au battage d'une nouvelle coupelle. La sole enlevée est cassée en morceaux, dont les plus gros ont la dimension du poing; ceux qui sont imprégnés de litharges sont portés au traitement des mattes plumbeuses; le reste est réduit en sable fin et sert à la confection de la sole pour une opération suivante.

La coupellation de 8,000 kilogrammes de plomb pur exige donc trente-cinq heures depuis le commencement du chargement jusqu'à la sortie du gâteau d'argent; elle consomme de 480 à 500 fagots, pesant 5 kilogrammes, soit en moyenne 1,470 kilogrammes de bois en menus branchages; on peut faire dans un même four de 6 à 7 opérations par mois, ou 80 dans l'année entière.

*Personnel.* — La préparation des terres et le battage de la sole sont faits par des ouvriers spéciaux; la coupellation est conduite par six ouvriers: un chef coupelleur, un premier ouvrier ou second coupelleur, et quatre manœuvres; tous sont payés à l'entreprise, et de plus, ils reçoivent une prime quand le gâteau d'argent brut obtenu est plus lourd que celui produit dans le four

voisin avec la même qualité de plomb. Les *prix faits* sont calculés de telle manière que les ouvriers puissent gagner par poste : le chef coupelleur, 3 francs; le second coupelleur, 2 francs; les ouvriers chargés de la confection de la sole, 1 fr. 60 c.; les manœuvres, 1 fr. 30 c. On peut compter pour une opération 14 journées de main-d'œuvre, payées 24 fr. 20 c.

*Produits.* — De 8,000 kilogrammes de plomb pur, tenant 105 grammes d'argent par 100 kilogrammes, on retire :

|                     |        |                                                                    |                                                                    |
|---------------------|--------|--------------------------------------------------------------------|--------------------------------------------------------------------|
| Argent brut.....    | 84,835 | au titre de $\frac{970}{1000}$ ,                                   | contenant 84,57 d'argent pur.                                      |
| Litharges rouges... | 21,150 | } rendant à l'essai de 3 à 4 grammes d'argent aux 100 kilogrammes. |                                                                    |
| Litharges jaunes... | 4,350  |                                                                    |                                                                    |
| Litharges riches... | 0,250  |                                                                    | rendant à l'essai de 15 à 16 grammes d'argent aux 100 kilogrammes. |
| Litharges impures.  | 0,250  | rendant à l'essai de 3 à 4 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.   |                                                                    |
| Abstrichs.....      | 0,350  | rendant à l'essai 60 pour 100 de plomb.                            |                                                                    |
| Abzugs.....         | 0,300  | —                                                                  | 40 —                                                               |
| Fonds de coupelles. | 0,900  | —                                                                  | 50 —                                                               |

Ces divers produits contiennent, d'après les essais, 7,25 de plomb, ce qui indique une perte de 8 pour 100 environ; pour l'argent, au contraire, il y a une augmentation très-notable sur la teneur indiquée par les essais; l'argent brut contient 2 pour 100 de métal fin de plus que le poids annoncé pour le plomb d'œuvre.

*Plombs impurs.* — La coupellation des plombs d'œuvre impurs est conduite à peu près comme celle que je viens de décrire; il n'y a de différence que dans la durée de la période de formation des produits oxydés impurs, abzugs, abstrichs et litharges sales, et dans la proportion de ces produits; de plus, les litharges jaunes et rouges sont en quantités relativement plus faibles et sont toujours chargées de cuivre. On observe encore la même

augmentation pour le rendement en argent, mais la perte en plomb est plus forte, elle s'élève à 9 et même à 10 pour 100.

La consommation de fagots, la dépense en main-d'œuvre et la durée de l'opération ne présentent pas de différences notables avec celles indiquées plus haut.

*Résultats de l'année entière.* — Je considère comme résultats d'une année les produits divers retirés par la coupellation des 1,923,40 de plomb d'œuvre de qualités différentes, données par les opérations faites sur les 3,000 tonnes de minerais mis en traitement.

On fait 240 coupellations, presque toutes sur 8 tonnes de plomb d'œuvre, quelques-unes cependant sur des poids un peu différents, compris entre 7 et 9 tonnes.

On obtient :

Argent brut, 2,026,30, au titre moyen de 970 millièmes, contenant 1,965,55 d'argent fin.

Litharges marchandes (environ 1/3 de rouges, 2/3 de jaunes), 1,553,50 :

|                                     |        |
|-------------------------------------|--------|
| 1° Assez pures.....                 | 991,75 |
| 2° Un peu cuivreuses.....           | 319,50 |
| 3° Notablement cuivreuses.....      | 168,00 |
| 4° Très-chargées d'oxyde de cuivre. | 74,25  |

|                         |        |
|-------------------------|--------|
| Litharges riches.....   | 80,00  |
| Litharges sales.....    | 62,00  |
| Abstrichs.....          | 86,50  |
| Abzugs.....             | 76,00  |
| Fonds de coupelles..... | 216,00 |

Ces produits contiennent environ 1,745 tonnes de plomb; la perte est seulement de 175,40, ou de 9 pour 100; mais il n'est possible de vendre, à des prix convenables, que les deux premières qualités de litharges; tout au plus parvient-on à écouler une partie de la troisième qualité; on soumet à la révivification, ou bien on emploie à l'extraction de l'argent de 90 à 120 tonnes de litharges cuivreuses, et on n'en retire pas plus de 86 pour

100 de plomb ; de même aussi les cinq derniers produits doivent repasser aux diverses fontes des mattes et des minerais, ou à des opérations spéciales. En définitive, on est bien loin de retirer, à l'état de produits bons à vendre, 91 pour 100 du plomb contenu dans les plombs d'œuvre ; la perte de 9 pour 100 s'applique à la coupellation seule.

Il est utile de calculer les poids des produits énoncés ci-dessus qui se rapportent à une tonne de plomb d'œuvre et à une tonne de minerais traités.

Pour 1 tonne de plomb d'œuvre on obtient :

|                                                     |                                              |
|-----------------------------------------------------|----------------------------------------------|
| Argent brut, 1k,059, contenant 1k,027 d'argent fin. |                                              |
| Litharges pures.....                                | 0 <sup>a</sup> ,516                          |
| Litharges un peu cuivreuses..                       | 0,166                                        |
| Litharges cuivreuses.....                           | 0,074                                        |
| Litharges à révivifier.....                         | 0,052                                        |
| Litharges riches.....                               | 0,031                                        |
| Litharges sales.....                                | 0,062                                        |
| Abstrichs et abzugs.....                            | 0,084                                        |
| Fonds de coupelles.....                             | 0,112                                        |
|                                                     | 0 <sup>a</sup> ,756 de litharges marchandes. |
|                                                     | 0 <sup>a</sup> ,341 de produits à traiter.   |

Pour 1 tonne de minerais, la coupellation produit :

|                                                      |                                               |
|------------------------------------------------------|-----------------------------------------------|
| Argent brut, 0k,6754, contenant 0k,655 d'argent fin. |                                               |
| Litharges pures.....                                 | 0 <sup>a</sup> ,3506                          |
| Litharges un peu cuivreuses..                        | 0,1065                                        |
| Litharges cuivreuses.....                            | 0,0473                                        |
| Litharges à révivifier.....                          | 0,0333                                        |
| Litharges riches.....                                | 0,0200                                        |
| Litharges sales.....                                 | 0,0207                                        |
| Abstrichs et abzugs.....                             | 0,0542                                        |
| Fonds de coupelles.....                              | 0,0720                                        |
|                                                      | 0 <sup>a</sup> ,4844 de litharges marchandes. |
|                                                      | 0 <sup>a</sup> ,2002 de produits à traiter.   |

*Considérations économiques.* — Les dépenses principales des coupellations sont les suivantes :

|                  |                                                         |                |
|------------------|---------------------------------------------------------|----------------|
| Main-d'œuvre.... | 3,360 jours.....                                        | 5,808 francs.  |
| Fagots.....      | 117,600, pesant 353 tonnes, à 10 francs<br>le cent..... | 11,760         |
|                  | <i>A reporter...</i>                                    | 17,568 francs. |

|                                                                      |                  |                |
|----------------------------------------------------------------------|------------------|----------------|
|                                                                      | <i>Report...</i> | 17,568 francs. |
| Terre de coupelle <sup>1</sup> ... 360 mètres cubes, à 8 francs..... |                  | 2,880          |
| Outils, réparations, frais divers.....                               |                  | 3,600          |
|                                                                      |                  | <hr/>          |
| Frais spéciaux des coupellations.....                                |                  | 24,048 francs. |

Soit par tonne de plomb d'œuvre :

|                                                    |              |
|----------------------------------------------------|--------------|
| Main-d'œuvre.... 11,74.....                        | 3 fr. 02 c.  |
| Fagots..... 61,25, pesant 0 <sup>m</sup> ,184..... | 6 12         |
| Terre de coupelle. 0 <sup>m</sup> ,187.....        | 1 50         |
| Frais divers.....                                  | 1 88         |
|                                                    | <hr/>        |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de plomb...     | 12 fr. 50 c. |

La valeur du plomb perdu dans l'opération (9 pour 100) est de 45 francs, et par suite de beaucoup supérieure aux frais spéciaux, ce qui du reste se présente dans presque toutes les usines où l'on traite des minerais de plomb argentifères.

Rapportés à la tonne de minerais, les frais spéciaux sont :

|                                                    |           |
|----------------------------------------------------|-----------|
| Main-d'œuvre.... 11,120.....                       | 1 fr. 956 |
| Fagots..... 30,20, pesant 0 <sup>m</sup> ,117..... | 3 920     |
| Terre de coupelle. 0 <sup>m</sup> ,120.....        | 0 960     |
| Frais divers.....                                  | 1 200     |
|                                                    | <hr/>     |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais.    | 8 fr. 016 |

**RAFFINAGE DE L'ARGENT.** — Bien que l'argent brut soit raffiné à l'administration centrale, à Clausthal, je vais le décrire brièvement, afin de compléter l'exposition de la méthode. L'argent est raffiné par une simple fusion dans une coupelle en os calcinés, placée sous une grande moufle, chauffée avec du charbon de bois. Le four de Clausthal est divisé en trois parties, dans chacune

<sup>1</sup> La terre de coupelle arrive à l'usine imprégnée d'un peu d'eau; pour la pulvériser aisément il faut la sécher dans un petit four spécial; le prix de 8 francs par mètre cube se rapporte à la terre desséchée et pulvérisée.



desquelles est placée une seule moufle; les coupelles sont elliptiques, et leurs axes ont 0<sup>m</sup>,25 et 0<sup>m</sup>,40 de longueur.

Dans une moufle, chauffée seulement au rouge sombre, on introduit la coupelle bien sèche, mais froide; quand elle a pris la température de la moufle, on charge 22 kilogrammes d'argent brut, on ferme la porte, et on pousse le feu jusqu'au rouge vif. Dès que l'argent est en pleine fusion, on dégage un peu le devant de la moufle, afin de permettre à l'air extérieur de pénétrer sur le bain métallique. Le plomb s'oxyde lentement, absolument comme dans une coupellation faite au laboratoire, et la litharge pénètre dans la coupelle; on reconnaît aisément la fin du raffinage à l'éclat permanent que présente la surface de l'argent pur; pour les gâteaux d'argent brut au titre de 970 millièmes, il faut au plus quatre heures pour amener le métal au degré de pureté que demande le commerce <sup>1</sup>.

La purification de l'argent étant terminée, on enlève en grande partie le charbon qui entoure la moufle, la température s'abaisse avec une certaine lenteur, la solidification de l'argent ne se fait pas brusquement. Cette précaution n'est cependant pas suffisante pour empêcher le rochage, il faut diminuer encore son énergie et le rendre pour ainsi dire inoffensif, en maintenant au milieu du gâteau d'argent un trou de 0<sup>m</sup>,05 environ de diamètre, jusqu'à la solidification complète; le trou est fait avec un crochet en fer, préalablement chauffé; on ménage ainsi au gaz, que l'argent fondu tient en dissolution, un passage facile, et le métal liquide se répand tranquillement à la surface de la croûte solidifiée, sans être projeté en dehors de la coupelle.

<sup>1</sup> Il serait plus exact de dire : la Monnaie de Hanovre, car c'est à cet établissement qu'est livré tout l'argent fabriqué dans le Harz.

L'argent complètement solidifié est facilement détaché de la coupelle ; on abat au marteau les inégalités de la surface, dues au rochage, on le pèse et on le met en magasin jusqu'au moment de l'expédition à l'administration de la Monnaie, à Hanovre.

Une coupelle ne peut servir que pour un seul raffinage ; les parties qui contiennent du plomb sont séparées au marteau, et envoyées, à la fin de l'année, à l'usine la plus voisine de Clausthal.

Sous chaque moufle on fait trois raffinages dans la journée, et, par conséquent, dans les trois fours, on peut affiner près de 200 kilogrammes d'argent brut ; on brûle pour cela 500 kilogrammes de charbon ; le travail est conduit par un maître affineur, assisté d'un seul ouvrier.

Le raffinage des 2,026,30 d'argent brut, produits par l'usine de Lautenthal, exige 92 opérations, ou près de onze jours d'activité, pour les trois mouffles ; il produit 1,964 kilogrammes d'argent, au titre de 997 millièmes, poids à peu près égal à celui qu'indiquent les essais faits sur l'argent brut ; on peut donc considérer comme presque nulle la perte faite pendant le raffinage.

Les coupelles imprégnées de litharge ne sont pas renvoyées à Lautenthal, et il n'y a pas lieu d'en tenir compte comme produits de l'opération.

Les dépenses principales sont les suivantes :

|                                          |                                       |               |
|------------------------------------------|---------------------------------------|---------------|
| Main-d'œuvre.....                        | { chef affineur. 11 jours à 6 francs. | 66 francs.    |
|                                          | { manœuvre... 11 — à 2 —              | 22            |
| Coupelles.....                           | 92 à 4 francs.....                    | 368           |
| Mouffles.....                            | 2 à 12 — .....                        | 24            |
| Charbon de bois.....                     | 6 tonnes à 50 francs.....             | 300           |
| Frais divers, emballage de l'argent..... |                                       | 500           |
|                                          | Frais spéciaux du raffinage.....      | 1,280 francs. |

Soit par tonne de minerais :

|                            |                          |           |
|----------------------------|--------------------------|-----------|
| Main-d'œuvre.....          | 0 <sup>h</sup> ,007..... | 0 fr. 029 |
| Mouffles et conpelles..... | 0.....                   | 131       |
| Charbon de bois.....       | 0 <sup>h</sup> ,002..... | 0 100     |
| Frais divers.....          | 0.....                   | 167       |

Frais spéciaux du raffinage pour 1 tonne de minerais... 0 fr. 427

De la tonne de minerais on retire 0<sup>k</sup>,6547 d'argent au titre de 997 millièmes.

ONZIÈME OPÉRATION. — RESSUAGE DES ABSTRICHS. — Les coupellations produisent 86<sup>h</sup>,50 d'abstrichs, qui renferment une certaine quantité de grenailles de plomb argentifère; on trouve intérêt à les traiter séparément, au lieu de les passer dans les fontes des minerais et des mat-tes, avec les fonds de coupelles, avec les abzugs, les litharges sales et les litharges riches. La raison de ce traitement spécial est fort simple : les abstrichs sont les seuls produits impurs de la coupellation qui contiennent des grenailles un peu grosses, et qui permettent, par suite de leur texture poreuse et de leur faible fusibilité, de séparer le plomb métallique par un ressuage fait à une température convenablement modérée.

Traitement  
des produits  
de la  
coupellation.

L'opération est faite dans un four de coupelle à voûte fixe; la sole est en brasque fortement battue; la surface présente une inclinaison assez forte vers la porte *b*, qui, dans la coupellation, sert à la sortie des premiers produits oxydés; un canal en fonte conduit le métal fondu dans un bassin de réception placé à l'extérieur.

*Opération.* — Sur la sole on jette d'abord quelques brassées de menus branchages, puis on charge à la pelle, et par la porte opposée au foyer, 2<sup>h</sup>,50 d'abstrichs; on pousse ensuite le feu très-vivement, jusqu'à ce que les matières soient à une température un peu supérieure au rouge sombre. Le plomb des grenailles, et une certaine

quantité de métal provenant de la réduction de l'oxyde de plomb au contact de la sole, se rendent dans le bassin extérieur; l'opération est terminée quand le métal cesse de couler; il ne reste plus qu'à retirer les abstrichs avec un râble par la porte du fond, et à introduire une nouvelle charge.

Le ressuage de 2<sup>h</sup>,50 d'abstrichs ne dure pas plus de six heures; on peut travailler jusqu'à 10 tonnes en vingt-quatre heures; en neuf jours la totalité des abstrichs produits dans l'année a passé à cette première opération.

En vingt-quatre heures on brûle de 450 à 460 fagots, c'est-à-dire un peu plus de 1<sup>h</sup>,35 de menus bois; la consommation est relativement plus forte que dans la coupellation, bien qu'on n'ait pas besoin de porter le four à une température aussi élevée; les quatre charges, introduites à des intervalles de six heures, absorbent beaucoup de chaleur.

*Produits.* — On obtient ordinairement de 15 à 16 pour 100 de plomb, dont la teneur en argent est très-variable, et généralement inférieure à 30 grammes par 100 kilogrammes. Ce métal est assez impur, et trop chargé d'antimoine pour qu'on puisse l'employer à l'extraction de l'argent du cuivre noir; il faut le coupeller séparément afin d'en retirer l'argent. Sa coupellation ne donne que très-peu de litharges marchandes; les produits oxydés doivent être traités dans les fontes des minerais ou des mattes, et toutes les litharges sont révivifiées. Les 86<sup>h</sup>,50 d'abstrichs donnent seulement 15 tonnes de plomb argentifère.

Comme second produit on obtient les abstrichs débarrassés du plomb métallique et ne contenant plus notablement d'argent; on les traite au four à manche, comme je l'indiquerai tout à l'heure; leur poids total est de 70 tonnes environ.

**Personnel.** — La conduite du four exige six ouvriers, qui travaillent par poste de douze heures; il faut : deux chefs de poste, deux aides et deux rouleurs; ils sont payés d'après le poids des abstrichs traités; les prix sont calculés de manière que les chefs de poste puissent gagner 2 francs; les aides, 1 fr. 50 c., et les rouleurs, 1 fr. 30 c., pour douze heures de présence au four.

**Considérations économiques.** — Les dépenses principales relatives au ressuage des 86<sup>1</sup>/<sub>2</sub> d'abstrichs sont les suivantes :

|                                        |                                                    |               |
|----------------------------------------|----------------------------------------------------|---------------|
| Main-d'œuvre.....                      | 54 jours.....                                      | 86 fr. 40 c.  |
| Fagots.....                            | 3,850, pesant 11 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> ..... | 385 00        |
| Outils, réparations, frais divers..... |                                                    | 300 00        |
| Frais spéciaux du ressuage.....        |                                                    | 771 fr. 40 c. |

Ce qui donne pour 1 tonne de minerais :

|                                                   |                         |           |
|---------------------------------------------------|-------------------------|-----------|
| Main-d'œuvre.....                                 | 0,018.....              | 0 fr. 029 |
| Fagots.....                                       | 1,28, pesant 0,004..... | 0 128     |
| Frais divers.....                                 |                         | 0 100     |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais... |                         | 0 fr. 257 |

#### DOUZIÈME OPÉRATION. — RÉDUCTION AU FOUR À MANCHE. —

Les abstrichs sortant du ressuage sont fondus rapidement dans un four à manche très-bas, représenté pl. II, fig. 8 et 9.

On commence la campagne avec les précautions ordinaires; quand le four est suffisamment chaud, on charge contre la warme une petite quantité de scories, provenant de l'opération elle-même; on donne le vent et on cherche à former le nez.

Les abstrichs sont ensuite chargés seuls dans le four et contre la warme; le charbon est jeté contre la poitrine. La quantité d'air lancé par minute est augmentée progressivement à mesure que les parois intérieures sont rongées par l'oxyde de plomb, ce qui accroit rapidement

la capacité intérieure du four, et permet de passer un poids de plus en plus grand d'abstrichs dans le même temps. Il est possible de fondre les 70 tonnes d'abstrichs dans une seule campagne de 8 jours, en brûlant 25 tonnes de charbon, soit environ 36 de charbon pour 100 de matières fondues.

Dans les deux derniers jours on fond au moins 24 tonnes d'abstrichs, tandis que dans les trois premiers jours on arrive au plus à passer 18 tonnes. Le travail des ouvriers devient par suite plus pénible du commencement à la fin de la campagne.

Les ouvriers ont à charger les abstrichs et le charbon en montant sur la brasque de l'avant-creuset ; ils jettent ces matières par l'ouverture ménagée au-dessus de la poitrine.

Dans le bas du four, les ouvriers sont occupés presque constamment soit à la tuyère, pour reformer le nez qui se détruit rapidement, soit au bassin extérieur, pour les coulées qui se succèdent à des intervalles de plus en plus courts. D'après la forme particulière de l'avant-creuset, il ne peut couler par-dessus la brasque qu'une très-petite quantité de scories ; la majeure partie reste dans le creuset au-dessus du plomb, et s'oppose à la volatilisation du métal. A chaque coulée les ouvriers ont à enlever dans le bassin extérieur d'abord les scories, ensuite le plomb ; le métal est moulé en lingots.

*Produits.* — La réduction des abstrichs ne donne qu'un poids très-faible de fumées ; les deux produits principaux sont le plomb et les scories. Les fumées sont à peu près sans valeur, elles ne contiennent pas d'argent et renferment au contraire beaucoup d'arsenic, d'antimoine et même de zinc.

Le plomb obtenu est toujours antimonial et contient une proportion variable de cuivre ; il est livré au com-

merce comme plomb aigre et se vend difficilement; des 70 tonnes d'abstrichs passés au four à manche, on ne retire pas plus de 30 tonnes de plomb.

Les scories sont riches et rendent à l'essai jusqu'à 15 pour 100 de plomb; elles contiennent ce métal, en partie à l'état d'oxyde combiné avec la silice, en partie à l'état de grenailles.

Elles sont toutes passées dans la fonte des schlichs, sauf la petite quantité qui est employée, dans l'opération elle-même, pour former le nez au commencement de la campagne. La silice nécessaire à la formation des scories est fournie par les parois du four.

*Personnel.* — La conduite du four exige un nombre variable d'ouvriers; au commencement de la campagne, il faut 2 fondeurs et 2 aides répartis en deux postes, l'un de nuit, l'autre de jour; pendant les derniers jours chaque poste comprend : 1 fondeur et 3 manœuvres. On compte pour la campagne entière 48 journées de fondeurs et de manœuvres, payées 70 fr. 40 c.

Les fondeurs peuvent gagner 1 fr. 80 c. et les manœuvres, 1 fr. 30 c. par poste de douze heures.

*Considérations économiques.* — Les dépenses principales de la campagne sont les suivantes :

|                                      |                 |                 |
|--------------------------------------|-----------------|-----------------|
| Main-d'œuvre...                      | 48 journées.... | 70 fr. 40 c.    |
| Charbon.....                         | 25 tonnes.....  | 1,250 00        |
| Outils, réparations, frais divers... |                 | 200 00          |
| Frais spéciaux.....                  |                 | 1,520 fr. 40 c. |

Soit par tonne de minerais :

|                                                   |             |           |
|---------------------------------------------------|-------------|-----------|
| Main-d'œuvre...                                   | 0,016.....  | 0 fr. 023 |
| Charbon.....                                      | 0,0082..... | 0 417     |
| Frais divers.....                                 |             | 0 066     |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais... |             | 0 fr. 506 |

Pour 1 tonne de minerais, le traitement spécial des abs-

trichs donne seulement : 0<sup>t</sup>,004 de plomb un peu argentifère et 0<sup>t</sup>,010 de plomb aigre ; il est vrai que la dépense correspondante, et pour les deux opérations, ne s'élève qu'à 0 fr. 760.

**TREIZIÈME OPÉRATION. — RÉVIVIFICATION DES LITHARGES. —** On soumet à la réduction les litharges qui contiennent trop de cuivre pour être livrées au commerce, et qui cependant ne renferment que très-peu d'arsenic et d'antimoine ; leur fonte au four à manche donne du plomb et des scories ; le cuivre contenu dans les litharges se partage entre les deux produits, le plomb n'en retient qu'une fraction ; le véritable but de l'opération est de faire passer une partie du cuivre dans les scories, ce qui permet d'obtenir du plomb assez pur pour être vendu, et en même temps de diminuer la perte en cuivre.

On a bien soin de ne pas mélanger les litharges sales aux litharges qui contiennent seulement du cuivre, parce que ce mélange introduirait de l'antimoine dans le plomb ; le métal obtenu n'aurait plus que peu de valeur commerciale, et ne pourrait même pas servir utilement à l'extraction de l'argent. Les produits oxydés impurs de la coupellation trouvent du reste leur emploi dans les diverses fontes des minerais et des mattes.

La révivification est faite dans le four à manche représenté pl. II, fig. 8 et 9, le même qui sert à la réduction des abstrichs. L'opération est conduite de la même manière, mais les campagnes sont plus courtes, parce que les parois sont rongées plus rapidement par les litharges que par les abstrichs ; elles durent ordinairement 5 jours seulement, et il en faut deux pour le traitement de 100 tonnes de litharges cuivreuses qu'il est nécessaire de soumettre à cette opération.

Dans chaque campagne on passe environ 50 tonnes de



litharges en brûlant 17 tonnes de charbon; on emploie 38 journées d'ouvriers, payées 55 francs.

*Produits.* — On obtient deux produits principaux, du plomb et des scories; il se dépose en outre une petite quantité de fumées dans les chambres de condensation; elles sont riches en plomb, mais ne contiennent pas d'argent, on les traite avec les autres fumées de l'usine.

Le plomb ne contient guère que du cuivre, il ne renferme pas d'argent en proportion assez forte pour qu'on ait intérêt à le coupeller; on réserve pour l'extraction de l'argent les saumons qui doivent être les plus cuivreux d'après la nature des litharges qui les ont produits.

Les scories rendent à l'essai de 15 à 20 pour 100 de plomb et tiennent au moins de 2 à 3 pour 100 de cuivre, elles sont passées dans la première fonte des mattes grillées.

On retire des 100 tonnes de litharges passées à la révivification :

Plomb cuivreux... 84 tonnes.

Scories riches... 11 tonnes contenant 2 tonnes de plomb et 0,33 de cuivre.

La perte du plomb par volatilisation est d'environ 6 pour 100.

*Considérations économiques.* — Les frais spéciaux de la révivification sont les suivants :

|                                        |                      |
|----------------------------------------|----------------------|
| Main-d'œuvre.. 76 jours.....           | 110 francs.          |
| Charbon..... 34 tonnes.....            | 1,700                |
| Outils, réparations, frais divers..... | 300                  |
| Frais spéciaux.....                    | <u>2,110 francs.</u> |

Soit par tonne de minerais :

|                                                 |                  |
|-------------------------------------------------|------------------|
| Main-d'œuvre.. 0,025.....                       | 0 fr. 057        |
| Charbon..... 0,011.....                         | 0 366            |
| Frais divers.....                               | 0 100            |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais. | <u>0 fr. 703</u> |

La révivification des litharges produit, par tonne de minerais, 0<sup>e</sup>,028 de plomb.

QUATORZIÈME ET QUINZIÈME OPÉRATIONS. — TRAITEMENT DES ÉCUMAGES. — Dans le travail des abstrichs et des litharges cuivreuses on sépare avec soin dans les bassins, et à la surface des saumons, les crasses qui se forment en petite quantité; elles contiennent beaucoup de cuivre, et c'est principalement pour ne pas perdre ce métal qu'on les soumet à des opérations spéciales; elles ne renferment que très-peu d'argent, parce que la plus grande partie est recueillie sur du plomb très-peu argentifère.

On commence par les fondre avec une très-petite proportion de scories, à la fin de l'une des campagnes d'un four à manche; on n'obtient que deux produits: du plomb cuivreux et des scories. Le plomb est moulé en rondelles, les scories, toujours un peu riches en plomb et même en cuivre, sont portées à la fonte des minerais.

La fonte dure environ 12 heures et produit seulement 3 tonnes de plomb en rondelles; pendant ce temps on brûle près de 2 fr. 50 c. de charbon; la consommation de combustible est très-forte parce qu'il faut laisser le four se vider presque complètement et nettoyer le creuset en fondant quelques paniers de scories seules, avant de charger les écumages; deux ouvriers suffisent parfaitement à la conduite de la fonte.

Les rondelles de plomb cuivreux sont soumises au ressuage sur les deux banquettes en fonte qui servent dans l'extraction de l'argent; le travail est conduit à très-peu près comme pour la liquation des pains cuivreux; je décrirai plus loin l'opération dans la seconde partie du traitement, il me paraît donc inutile d'insister maintenant sur ce sujet. On brûle seulement des fagots et le ressuage est terminé en quelques heures.

On obtient : du plomb antimonial un peu cuivreux ; des carcasses riches en cuivre, mais contenant encore de 15 à 20 pour 100 de plomb. Le plomb est trop impur pour être employé dans l'extraction de l'argent ; on doit le vendre tant bien que mal, en même temps que le plomb aigre produit par la réduction des abstrichs ; l'opération n'en donne du reste qu'un poids très-faible, environ 2 tonnes.

Les carcasses cuivreuses sont fondues avec des scories siliceuses et chargées de grenailles, à la fin d'une campagne de l'un des fours à manche de l'usine. On passe d'abord une certaine quantité de scories, de manière à bien nettoyer les parois du four ; on charge ensuite les carcasses cuivreuses, cassées au marteau, et les scories siliceuses contenant des grenailles ; la fonte est terminée en deux ou trois heures. La consommation de charbon est assez forte, au moins si on la compare à la quantité de matières cuivreuses fondus ; il faut en effet porter au compte de l'opération le combustible qui est brûlé pendant qu'on passe les scories seules, aussi bien que le charbon consommé pour la fonte des carcasses.

On compte pour le ressuage du plomb et pour la fonte des carcasses cuivreuses : 1<sup>h</sup>,50 de charbon, 60 fagots et 2 journées de main-d'œuvre.

Le seul produit de la fonte est une matte riche en cuivre, contenant encore du plomb, et dont le poids est d'environ 1 tonne.

*Considérations économiques.* — Le traitement des écuimages occasionne les dépenses suivantes :

|                     |               |               |
|---------------------|---------------|---------------|
| Main-d'œuvre.....   | 4 jours.....  | 5 fr. 50 c.   |
| Charbon.....        | 3 tonnes..... | 150 00        |
| Fagots.....         | 60.....       | 6 00          |
| Frais divers.....   |               | 25 00         |
| Frais spéciaux..... |               | 186 fr. 50 c. |

Soit par tonne de minerais :

|                                                   |             |            |
|---------------------------------------------------|-------------|------------|
| Main-d'œuvre.....                                 | 0,0013..... | 0 fr. 0018 |
| Charbon.....                                      | 0,001.....  | 0 0000     |
| Fagots.....                                       | 0,02.....   | 0 0020     |
| Frais divers.....                                 | 0.....      | 0 0082     |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais... |             | 0 fr. 0020 |

Pour 1 tonne de minerais on obtient 0,0007 de plomb aigre et 0,0005 de matte.

*Coupeellation du plomb argentifère provenant des abstrichs.*  
— Le ressuage des abstrichs produit 13 tonnes de plomb impur, rendant à l'essai 50 grammes d'argent par 100 kilogrammes.

Ce plomb est coupellé en deux opérations; on en retire :

|                          |                                              |
|--------------------------|----------------------------------------------|
| Argent brut.....         | 4 kilogrammes, contenant 34,84 d'argent fin. |
| Litharges cuivreuses.... | 9,40                                         |
| Produits oxydés impurs.  | 3,40                                         |

Les litharges cuivreuses sont utilisées dans l'extraction de l'argent du cuivre noir; les produits oxydés sont passés dans la fonte des schlichs.

En rapportant ces nombres à la tonne de minerais, on a :

|                          |                                        |
|--------------------------|----------------------------------------|
| Argent brut.....         | 0,0013, contenant 0,0012 d'argent fin. |
| Litharges cuivreuses.... | 0,0051                                 |
| Produits oxydés.....     | 0,0011                                 |

Les dépenses principales de cette coupeellation sont les suivantes :

|                                             |                                     |               |
|---------------------------------------------|-------------------------------------|---------------|
| Main-d'œuvre.....                           | 221,62.....                         | 59 fr. 26 c.  |
| Fagots.....                                 | 796, pesant 2 <sup>m</sup> ,39..... | 79 60         |
| Terre de coupelle. 2 <sup>m</sup> ,451..... |                                     | 19 45         |
| Frais divers.....                           | 24.....                             | 20            |
| Frais spéciaux.....                         |                                     | 162 fr. 51 c. |

Soit par tonne de minerais:

|                     |                           |            |
|---------------------|---------------------------|------------|
| Main-d'œuvre.....   | 0,0079.....               | 0 fr. 0133 |
| Fagots.....         | 0,265.....                | 0 0265     |
| Terre de concelle.. | 0 <sup>m</sup> ,0008..... | 0 0065     |
| Frais divers.....   | 0.....                    | 0 0080     |

Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais. 0 fr. 0545

Avant de passer à la seconde partie du traitement, je vais présenter le résumé des produits obtenus et des dépenses spéciales faites dans la première. Résumé.

*Produits.* — Le traitement des 3,000 tonnes de minerais produit:

|                                                                                               |                    |
|-----------------------------------------------------------------------------------------------|--------------------|
| Argent raffiné.....                                                                           | 1,968 kilogrammes. |
| Litharges marchandes.....                                                                     | 1,311,25           |
| Litharges cuivreuses.....                                                                     | 143 tonnes.        |
| Litharges cuivreuses réservées à l'extraction...                                              | 9,40               |
| Plomb cuivreux, provenant des litharges.....                                                  | 84 tonnes.         |
| Plomb aigre.....                                                                              | 32 —               |
| Produits oxydés, passés dans les diverses fontes des minerais et des mattes.....              | 440 tonnes.        |
| Mattes cuivreuses, 61 tonnes, contenant: plomb, 98,15; cuivre, 18,20; argent, 18 kilogrammes. |                    |

Pour 1 tonne de minerais les produits obtenus sont:

|                                                   |                     |
|---------------------------------------------------|---------------------|
| Argent raffiné.....                               | 0 <sup>k</sup> ,656 |
| Litharges marchandes.....                         | 0 <sup>k</sup> ,457 |
| Litharges cuivreuses.....                         | 0,047               |
| Litharges réservées à l'extraction.....           | 0,003               |
| Plomb cuivreux.....                               | 0,028               |
| Plomb aigre.....                                  | 0,011               |
| Produits oxydés, passés dans les diverses fontes. | 0,147               |
| Mattes cuivreuses.....                            | 0,020               |

*Dépenses.* — Les dépenses principales de la première partie du traitement sont:

|                        |                           |                          |
|------------------------|---------------------------|--------------------------|
| Main-d'œuvre.....      | 15,116 jours.....         | 19,759 fr. 06 c.         |
| Charbon.....           | 1,686 tonnes.....         | 84,300 00                |
| Coke.....              | 406 <sup>t</sup> ,70..... | 14,254 50                |
| <i>A reporter.....</i> |                           | <u>118,293 fr. 56 c.</u> |

|                                        |                           |                   |    |
|----------------------------------------|---------------------------|-------------------|----|
|                                        | <i>Report</i> .....       | 118,293 fr. 56 c. |    |
| Bois et copeaux.....                   | 221,90.....               | 1,548             | 40 |
| Fagots (122,306).....                  | 367,12.....               | 12,230            | 60 |
| Ferraille et fonte.....                | 358,88.....               | 55,831            | 25 |
| Terre de coupelle.....                 | 362 <sup>m</sup> ,45..... | 2,809             | 45 |
| Mouffles, coupelles en os.....         |                           | 392               | 00 |
| Outils, réparations, frais divers..... |                           | 55,449            | 20 |
| Frais spéciaux du traitement.....      |                           | 224,644 fr. 46 c. |    |

Par tonne de minerais, les frais spéciaux sont les suivants :

|                                                 |                           |            |
|-------------------------------------------------|---------------------------|------------|
| Main-d'œuvre.....                               | 4,3720.....               | 6 fr. 586  |
| Charbon.....                                    | 0,5620.....               | 28 100     |
| Coke.....                                       | 0,1356.....               | 4 745      |
| Bois et copeaux.....                            | 0,0740.....               | 0 516      |
| Fagots.....                                     | 0,1224.....               | 4 077      |
| Fonte.....                                      | 0,1196.....               | 17 944     |
| Terre de coupelle.....                          | 0 <sup>m</sup> ,1210..... | 0 966      |
| Mouffles et coupelles.....                      |                           | 0 151      |
| Frais divers.....                               |                           | 11 816     |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais. |                           | 74 fr. 881 |

Ainsi, à l'usine de Lautenthal, dans laquelle toutes les souffleries sont mises en mouvement par des roues hydrauliques, on ne consomme pas moins de 89,40 de combustibles divers pour 100 de minerais traités. Cette forte consommation est une conséquence nécessaire du mode de traitement adopté, et celui-ci résulte, comme je l'ai déjà dit précédemment, de la nature des minerais et principalement de la présence du cuivre. Toutes les opérations sont conduites avec une grande économie ; la seule dépense qu'il serait possible de réduire est celle de la ferraille et de la fonte, qui pourraient être remplacées par des minerais de fer.

#### Seconde partie du traitement.

La première partie du traitement donne environ 61 tonnes de mattes cuivreuses, contenant encore du plomb et

de l'argent, et renfermant une proportion très-notable d'arsenic, d'antimoine et de zinc. De ces mattes, on cherche à extraire seulement l'argent et le cuivre; on arrive au résultat à la suite d'opérations très-nombreuses, dont la complication paraît bien grande, surtout si on la compare à la petite quantité de matières à traiter. La description détaillée de toutes ces opérations n'offrirait pas d'intérêt, je passerai rapidement sur celles qui ont pour but la production du cuivre noir argentifère, je m'arrêterai seulement sur l'extraction de l'argent. Je ne présente pas la méthode du Harz comme un modèle à suivre, je la décris seulement au point de vue de la curiosité historique, et pour compléter ce que j'ai dit dans mon premier volume, relativement au traitement des minerais qui renferment en même temps du cuivre et de l'argent.

La production du cuivre noir argentifère comprend 4 séries d'opérations, donnant toutes une certaine quantité de cuivre noir, des mattes et des scories; on recueille en outre dans les chambres de condensation une petite quantité de fumées plombeuses, qui sont passées dans le traitement général des fumées, précédemment décrit. Chaque série d'opérations se compose de grillages en cases et à 8 feux successifs, et d'une fonte au four à manche.

Production  
du  
cuivre noir  
argentifère.

Pour les grillages on brûle des menus bois et un peu de charbon; dans les fontes, le combustible employé est le charbon de bois; il coûte plus cher que le coke, mais les fondeurs du Harz affirment qu'il permet d'obtenir du cuivre noir plus pur.

*Premier grillage.* — Les mattes cuivreuses sont grillées en cases, avec du menu bois comme seul combustible pour les premiers feux, avec du bois et un peu de charbon pour les derniers; chaque case contient environ 6 tonnes de mattes, et la durée moyenne d'un feu est de 8 jours.

Pour les 61 tonnes de mattes, les dépenses principales sont les suivantes :

|                                        |                                            |               |
|----------------------------------------|--------------------------------------------|---------------|
| Main-d'œuvre....                       | 24 jours à 1 fr. 30 c.....                 | 31 fr. 20 c.  |
| Menus bois.....                        | 7 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> à 7 00 ..... | 52 92         |
| Charbon.....                           | 2,00 à 50 00 .....                         | 100 00        |
| Frais spéciaux du premier grillage.... |                                            | 184 fr. 12 c. |

*Première fonte.* — Les mattes grillées sont fondues dans un four à manche pareil à ceux qui servent pour le traitement des mattes plombeuses. Les lits de fusion contiennent, pour 100 de mattes : 70 de scories siliceuses provenant de la fonte des schliehs ; et 40 de scories de l'opération elle-même ou des fontes suivantes.

Les 61 tonnes sont passées dans une seule campagne de 16 jours ; quand le four est en bonne allure, on peut fondre en 24 heures jusqu'à 11 tonnes de lits de fusion, soit un peu plus de 5 tonnes de mattes, en brûlant 2,20 de charbon. Dans la campagne entière on produit :

|                 |                                                      |
|-----------------|------------------------------------------------------|
| Cuivre noir.... | 61,20, soit environ 10 pour 100 du poids des mattes. |
| Mattes.....     | 49,00 — 31 — —                                       |

Les scories produites rendent à l'essai de 2 à 2 1/2 pour 100 de cuivre, et sont portées presque toutes à la fonte des schliehs ; on repasse dans l'opération elle-même seulement celles qui contiennent de nombreuses grenailles de mattes ou de cuivre noir.

Le cuivre noir renferme du plomb, de l'arsenic et de l'antimoine ; il ne tient guère plus de 80 pour 100 de cuivre ; sa teneur en argent est de 150 grammes aux 100 kilogrammes. Les 61,20 de cuivre noir contiennent par conséquent environ 5 tonnes de cuivre pur et 9<sup>1</sup>/<sub>2</sub>,50 d'argent. Les mattes renferment 65 pour 100 de cuivre et 45 grammes d'argent aux 100 kilogrammes. Les 49 tonnes de mattes produites contiennent 12 tonnes de cuivre et



8,50 d'argent. Les scories doivent retenir à peu près 2 tonnes de cuivre, c'est-à-dire 11 pour 100 du cuivre contenu dans les matières traitées.

Les dépenses principales de la fonte sont les suivantes :

|                                        |                           |                      |
|----------------------------------------|---------------------------|----------------------|
| Main-d'œuvre...                        | 80 jours à 1 fr. 50 c.... | 120 francs.          |
| Charbon.....                           | 30 tonnes à 50 00 ....    | 1,500                |
| Outils, réparations, frais divers..... |                           | 150                  |
| Frais spéciaux de la fonte.....        |                           | <u>1,770 francs.</u> |

*Second grillage.* — Les 19 tonnes de mattes sont grillées en deux fois, mais on doit employer du charbon dès les premiers feux ; les dépenses principales sont :

|                                 |                        |                     |
|---------------------------------|------------------------|---------------------|
| Main-d'œuvre...                 | 7 jours à 1 fr. 50 c.. | 9 fr. 10 c.         |
| Menus bois.....                 | 2,70 à 7 00...         | 18 00               |
| Charbon.....                    | 1,00 à 50 00...        | 50 00               |
| Frais spéciaux du grillage..... |                        | <u>78 fr. 00 c.</u> |

*Seconde fonte au four à manche.* — Les mattes grillées sont fondues en une seule campagne de 6 jours. Les lits de fusion contiennent pour 100 parties de mattes grillées : 60 parties de scories siliceuses provenant de la fonte des schlichs ; et 40 parties de scories riches, produites soit dans l'opération elle-même, soit dans les fontes suivantes.

Les produits obtenus dans la campagne sont :

|                |                                                          |   |
|----------------|----------------------------------------------------------|---|
| Cuivre noir... | 6 tonnes, soit 31 pour 100 du poids des mattes traitées. |   |
| Mattes.....    | 8,56.... soit 45                                         | — |

Les scories sont riches, et les parties exemptes de grenailles rendent à l'essai de 3 à 4 pour 100 de cuivre : on garde pour l'opération elle-même celles qui paraissent contenir le plus de grenailles ; on passe tout le reste dans la première fonte.

Le cuivre noir contient 85 pour 100 de cuivre pur et

100 grammes d'argent aux 100 kilogrammes. Il renferme beaucoup moins d'arsenic et d'antimoine que le premier.

Les mattes rendent à l'essai 74 pour 100 de cuivre et 30 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

Les 8<sup>1</sup>,56 de mattes retiennent 6<sup>1</sup>,33 de cuivre et 2<sup>1</sup>,50 d'argent.

Les dépenses principales faites dans la campagne sont les suivantes :

|                                        |                |             |
|----------------------------------------|----------------|-------------|
| Main-d'œuvre.....                      | 30 jours.....  | 45 francs.  |
| Charbon.....                           | 11 tonnes..... | 550         |
| Outils, réparations, frais divers..... |                | 150         |
| Frais spéciaux de la campagne... ..    |                | 745 francs. |

*Troisième grillage.* — Les mattes sont grillées toutes ensemble et à 8 feux ; les frais sont relativement un peu plus élevés que ceux des grillages précédents, parce qu'il est nécessaire d'employer une proportion plus forte de charbon.

|                                 |                         |              |
|---------------------------------|-------------------------|--------------|
| Main-d'œuvre.....               | 3 jours.....            | 3 fr. 90 c.  |
| Menus bois.....                 | 1 <sup>1</sup> .40..... | 9 80         |
| Charbon.....                    | 0,75.....               | 37 50        |
| Frais spéciaux du grillage..... |                         | 51 fr. 20 c. |

*Troisième fonte au four à manche.* — Les mattes grillées sont fondues en une campagne qui dure seulement deux jours, avec quelques tonnes de scories, provenant les unes de la fonte des schlichs, les autres de la quatrième fonte des mattes cuivreuses, ou de l'opération elle-même. On n'a pas à fondre plus de 17 tonnes de matières.

Les produits de la campagne sont : du cuivre noir, des mattes et des scories ; on obtient :

Cuivre noir... 3<sup>1</sup>,80, contenant 90 pour 100 de cuivre et 40 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.  
 Mattes..... 3,20, contenant 76 pour 100 de cuivre et 30 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

Les scories sont très-riches et rendent au moins 6 pour 100 de cuivre à l'essai.

Les dépenses faites dans la campagne sont les suivantes :

|                                        |               |              |
|----------------------------------------|---------------|--------------|
| Main-d'œuvre.....                      | 11 jours..... | 15 fr. 50 c. |
| Charbon.....                           | 54,60.....    | 280 00       |
| Outils, réparations, frais divers..... | 55 00         |              |
|                                        |               | <hr/>        |
| Frais spéciaux de la fonte.....        | 350 fr. 50 c. |              |

La consommation de charbon est très-forte en raison de la durée très-faible de la campagne ; le charbon employé pour la mise en feu est une fraction très-notable de la dépense totale.

*Quatrième grillage.*—Les 3<sup>4</sup>,20 de mattes produites par la fonte précédente sont grillées à 9 feux ; comme elles ne contiennent que peu de soufre, il faut employer beaucoup de charbon et de bois pour maintenir dans les cases la température nécessaire à l'oxydation.

Le grillage occasionne les dépenses suivantes :

|                                 |              |             |
|---------------------------------|--------------|-------------|
| Main-d'œuvre.....               | 11,50.....   | 1 fr. 95 c. |
| Menus bois.....                 | 04,75.....   | 5 25        |
| Charbon.....                    | 0 50.....    | 25 00       |
|                                 |              | <hr/>       |
| Frais spéciaux du grillage..... | 32 fr. 20 c. |             |

*Quatrième fonte.*—Les mattes grillées sont fondues au four à manche dans une campagne très-courte ; elle dure moins de trente-quatre heures, en comptant la mise en feu : on fond avec les mattes grillées produites dans la troisième fonte celles qui ont été réservées du travail de l'année précédente ; on traite en réalité 4<sup>4</sup>,50 de mattes, contenant environ 3<sup>4</sup>,50 de cuivre et 1<sup>4</sup>,25 d'argent ; on ajoute 4 tonnes de scories siliceuses de la fonte des schlichs et 1 tonne de scories riches provenant de l'opération elle-même. On passe également dans la fonte

les écailles ou battitures riches en cuivre, qui sont obtenues dans l'extraction de l'argent.

On obtient comme produits de la campagne :

|                      |                     |                                                                             |
|----------------------|---------------------|-----------------------------------------------------------------------------|
| Cuivre noir.....     | 2 <sup>e</sup> ,70, | contenant 95 pour 100 de cuivre et 40 grammes d'argent aux 100 kilogrammes. |
| Mattes très-riches.. | 1 ,10,              | contenant 78 pour 100 de cuivre et 20 grammes d'argent aux 100 kilogrammes. |

Les scories sont très-riches et sont repassées soit dans l'opération elle-même, soit dans la troisième fonte ; elles rendent à l'essai au moins 8 pour 100 de cuivre.

Les dépenses faites pour la campagne sont :

|                                        |               |             |
|----------------------------------------|---------------|-------------|
| Main-d'œuvre.....                      | 6 jours.....  | 9 francs.   |
| Charbon.....                           | 4 tonnes..... | 200         |
| Outils, réparations, frais divers..... |               | 40          |
| Frais spéciaux de la campagne...       |               | 249 francs. |

**Résumé.** — Le traitement des mattes pour cuivre noir argentifère donne deux produits : du cuivre de quatre qualités différentes ; des mattes provenant de la quatrième fonte et réservées pour le travail de l'année suivante. Je ne tiendrai pas compte de ce dernier produit, puisqu'il est compensé presque exactement par les mattes analogues de l'année précédente. Les poids des cuivres noirs de diverses qualités sont.:

|                         |                     |                          |                                                                      |
|-------------------------|---------------------|--------------------------|----------------------------------------------------------------------|
| 1 <sup>re</sup> fonte.. | 6 <sup>e</sup> ,20  | cuivre noir, contenant : | 5 tonnes de cuivre et 9 <sup>e</sup> ,50 d'arg <sup>t</sup> .        |
| 2 <sup>e</sup> —        | 6 ,00               | —                        | 5 <sup>e</sup> ,10 — 6 ,00                                           |
| 3 <sup>e</sup> —        | 3 ,80               | —                        | 5 ,40 — 1 ,52                                                        |
| 4 <sup>e</sup> —        | 2 ,70               | —                        | 2 ,55 — 1 ,08                                                        |
| Prod. total.            | 18 <sup>e</sup> ,70 | cuivre noir.             | 16 <sup>e</sup> ,05 cuivre. 17 <sup>e</sup> ,90 d'arg <sup>t</sup> . |

Les mattes soumises au traitement contenant 18<sup>e</sup>,20 de cuivre et 18 kilogrammes d'argent, la perte en cuivre est de 2<sup>e</sup>,20, soit de 12 pour 100 du cuivre contenu dans

les mattes ; le métal perdu est à peu près en entier dans les scories de la première fonte, qui sont reportées au travail des minerais de plomb. La perte en argent est à peu près négligeable, autant du moins qu'on peut accorder quelque confiance aux résultats des essais faits sur des matières qui ne sont pas très-homogènes.

La teneur moyenne en cuivre et en argent des cuivres noirs obtenus est de :

88,50 pour 100 de cuivre et 98 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

Les dépenses nécessaires pour obtenir ces produits sont les suivantes :

|                                 |             |                 |
|---------------------------------|-------------|-----------------|
| Main-d'œuvre.....               | 162,50..... | 236 fr. 65 c.   |
| Charbon.....                    | 54,85.....  | 2,742 50        |
| Bois et copeaux.....            | 12,41.....  | 86 87           |
| Frais divers.....               |             | 395 00          |
| Frais spéciaux du traitement... |             | 5,460 fr. 02 c. |

Soit par tonne de mattes :

|                      |            |           |
|----------------------|------------|-----------|
| Main-d'œuvre.....    | 2,060..... | 5 fr. 865 |
| Charbon.....         | 0,899..... | 44 950    |
| Bois et copeaux..... | 0,203..... | 1 421     |
| Frais divers.....    |            | 6 475     |

Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de mattes. 56 fr. 709

Ces frais sont extrêmement élevés, ce qui doit être attribué en partie à la méthode elle-même et à la nécessité d'expulser presque en totalité le zinc, l'arsenic et l'antimoine que contiennent les mattes ; et en partie à la petite quantité de matières sur lesquelles on opère.

Pour extraire l'argent du cuivre noir, on commence par fondre ce produit avec du plomb et par former des rondelles contenant les trois métaux ; on soumet ensuite ces rondelles à la liquation sur des banquettes inclinées,

Extraction  
de l'argent.

et à un ressuage dans un grand four de coupelle. On obtient par cette série d'opérations : du plomb qui contient la plus grande partie de l'argent, et du cuivre qui doit être affiné et raffiné au petit foyer.

**PREMIÈRE OPÉRATION. — PRÉPARATION DES PAINS DE LIQUATION. —** La production des rondelles contenant les trois métaux, et la liquation sur des banquettes inclinées, sont faites en deux périodes, c'est-à-dire qu'on opère d'abord sur la moitié du cuivre argentifère, et qu'on emploie, pour former les rondelles de la seconde moitié, le plomb obtenu par la liquation des premières rondelles. Je vais d'abord décrire le travail pour la première moitié du cuivre noir.

Le cuivre est moulé en lingots de dimensions très-petites, les quantités obtenues dans les quatre fontes précédemment décrites sont divisées en deux parties égales, qui sont elles-mêmes réparties aussi régulièrement que possible entre les lots, de 50 kilogrammes chacun, qui doivent servir à la préparation des rondelles. Grâce à cette précaution, toutes les rondelles contiennent des proportions à peu près égales des quatre qualités de cuivre noir ; elles sont également riches en argent.

**Opération. —** Dans le four, représenté pl. III, fig. 1, 2, préalablement chauffé jusqu'au rouge vif, on charge du charbon jusqu'à la moitié de la hauteur ; on jette ensuite par le gueulard quelques paniers de scories provenant de la fonte des minerais de cuivre ; les matières qui doivent former un *pain de liquation*, c'est-à-dire 50 kilogrammes de cuivres noirs assortis, 85 kilogrammes de litharges cuivreuses et 26 kilogrammes de plomb cuivreux. On recouvre le tout de 0<sup>me</sup>,420 de charbon. Quand la charge est terminée, on met la buse en place et on donne le vent.

Les matières entrent bientôt en fusion et coulent dans le bassin en brasque, qui sert d'avant-creuset; les scories, recouvrant le métal, le préservent du refroidissement et du contact de l'air. On charge dans le four les scories, le cuivre noir, la litharge et le plomb qui doivent servir à la formation d'un second pain, dès que les scories du premier commencent à couler dans le bassin; par-dessus on met encore 0<sup>m</sup><sup>c</sup>,120 de charbon.

Quand le premier pain est entièrement fondu et réuni dans le bassin en brasque, on enlève la croûte des scories, et on fait rendre toute la partie métallique dans le moule cylindrique en fonte. Le bassin doit être vide et bien nettoyé quand les scories du second pain commencent à entrer en fusion.

On charge à ce moment dans le four les matières qui doivent former le troisième pain de liquation, et on procède à l'enlèvement de la première rondelle dans le moule en fonte; elle pèse à peu près 150 kilogrammes et contient 2 parties de plomb pour 1 de cuivre. La première rondelle doit être enlevée, le moule doit être libre et nettoyé au moment où les matières du second pain sont réunies dans le bassin en brasque.

Une nouvelle charge est alors introduite dans le four, le métal du bassin est coulé dans le moule, et ainsi de suite. Il doit toujours se trouver trois pains ou rondelles en élaboration: l'un dans le moule en fonte, l'autre devant la tuyère, et le troisième en chargement.

La quantité de charbon qui sépare deux charges successives est seulement de 0<sup>m</sup><sup>c</sup>,12; elle est brûlée en très-peu de temps, surtout quand le four est très-chaud; les ouvriers doivent déployer une grande activité pour ne pas laisser se mélanger les pains successifs: généralement au bout de douze heures la fusion des matières dans le four devient tellement rapide

que les ouvriers ne peuvent plus mouler convenablement les rondelles : le cylindre en fonte étant échauffé, il est nécessaire de refroidir les métaux avec de l'eau, et de sécher parfaitement le moule avant d'y faire arriver le plomb et le cuivre du pain suivant. Il faut arrêter le travail quand ces manœuvres prennent plus de temps que la fusion. L'opération, suspendue pendant la nuit, est reprise le lendemain matin.

En 12 heures, on peut mouler 36 rondelles qui contiennent 1',80 de cuivre noir et de 3',40 à 3',50 de plomb ; il faut 5 jours de travail pour traiter la moitié du cuivre noir, c'est-à-dire 9',10. On produit 182 rondelles ou pains de liquation, pesant ensemble environ 26 tonnes, et contenant 17 tonnes de plomb.

On emploie, pour les 182 rondelles, 13',50 de litharges, et 4',75 de plomb, ce qui devrait donner un peu plus de 19 tonnes de plomb : il y a donc une perte de 10 à 11 pour 100 de ce métal ; elle est causée par volatilisation, et principalement par la scorification d'une partie de l'oxyde de plomb. Les scories produites sont riches et doivent être passées dans la fonte des schlichs ; elles contiennent trop de cuivre pour être utilisées dans les fontes des mattes.

La liquation des 182 rondelles, produites par la première moitié du cuivre noir, donne 12 tonnes de plomb argentifère, auxquelles il faut ajouter 8 tonnes de litharges pour la confection des 182 rondelles de la seconde moitié du cuivre. Cette seconde partie du travail est conduite comme la première ; il n'y a de différence que dans la composition des charges, dans lesquelles il entre une plus forte proportion de plomb métallique.

Dans cette première opération, faite en deux fois, on emploie 23',50 de litharges et 4',75 de plomb, et on perd environ 4 tonnes de plomb.



Les deux périodes du travail représentent seulement 10 jours d'activité, pendant lesquels on consomme 45 mètres cubes, soit 11 tonnes de charbon. La conduite du four exige 3 ouvriers payés à prix faits; ils peuvent gagner de 1 fr. 60 c. à 1 fr. 70 c. par jour.

*Considérations économiques.* — La préparation des 364 pains de liquation occasionne les dépenses suivantes :

|                                        |                          |               |
|----------------------------------------|--------------------------|---------------|
| Main-d'œuvre....                       | 30 jours à 1 fr. 65 c... | 49 fr. 50 c.  |
| Charbon.....                           | 11 tonnes à 50 00 ...    | 550 00        |
| Outils, réparations, frais divers..... |                          | 250 00        |
|                                        | Frais spéciaux.....      | 849 fr. 50 c. |

Je ne considère pas maintenant la valeur du plomb et de la litharge employés; je tiendrai compte plus loin de la perte totale en plomb, produite par les diverses opérations relatives à l'extraction de l'argent.

Rapportés à 1 tonne de mattes cuivreuses, les frais sont :

|                   |                                               |            |
|-------------------|-----------------------------------------------|------------|
| Main-d'œuvre..... | 0,401.....                                    | 0 fr. 811  |
| Charbon.....      | 0,180.....                                    | 9 400      |
| Frais divers..... | 4                                             | 100        |
|                   | Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de mattes. | 14 fr. 311 |

SECONDE OPÉRATION. — LIQUATION. — La liquation des rondelles est faite sur deux banquettes inclinées, dont la disposition est représentée pl. III, fig. 3, 4. On opère successivement sur les rondelles préparées avec les deux moitiés des cuivres noirs; le travail est conduit de la même manière dans les deux périodes; il me suffira de décrire une seule opération, et d'indiquer les résultats obtenus et les dépenses principales.

*Opération.* — Sur les deux banquettes on range parallèlement les unes aux autres 12 rondelles; la première est appuyée contre le mur et sur les deux banquettes; ses deux points de contact avec ces dernières

sont écartés du mur d'environ 0<sup>m</sup>,15. Les autres rondelles sont séparées par des moreaux de bois qui les maintiennent écartées de 0<sup>m</sup>,10 les unes des autres. On recouvre les rondelles de charbon de bois, soutenu latéralement par deux plaques de tôle; sous les banquettes sont placés des fagots destinés à l'allumage.

L'opération étant ainsi préparée, on met le feu aux fagots, le charbon s'allume à son tour, et les rondelles sont bientôt portées à une température assez élevée pour que le plomb commence à couler : les ouvriers n'ont d'autre travail à faire que de charger du charbon en quantité suffisante pour maintenir les rondelles un peu au-dessus du rouge sombre, tant qu'il se produit du plomb : le métal tombe dans la rigole inférieure en fonte, et se rend dans le bassin en avant des banquettes. L'opération est terminée, ordinairement en 4 heures, quand on ne voit plus couler de plomb. Il faut alors enlever les carcasses et mouler le plomb en petits lingots.

Les carcasses adhèrent quelquefois les unes aux autres et sont difficiles à détacher; elles se présentent sous forme de disques irréguliers, criblés de cavités, oxydés à la surface; elles retiennent de 20 à 25 pour 100 de plomb et de 30 à 35 grammes d'argent par 100 kilogrammes.

Le plomb est écumé avec soin, puisé à la cuiller et moulé dans des lingotières; il est très-chargé de cuivre et contient environ 45 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

On ne peut faire que deux opérations dans la journée; il faut donc 8 jours pour la liquation des 182 rondelles préparées avec la première moitié du cuivre.

Elles donnent : 12 tonnes de plomb, contenant 5<sup>k</sup>,25 d'argent, et 11,50 environ de carcasses, contenant : 8 tonnes de cuivre, 3<sup>k</sup>,50 de plomb et 3<sup>k</sup>,70 d'argent.

Pour les 182 rondelles, données par la seconde moitié du cuivre noir, il faut également 8 jours de travail, et on obtient : 12 tonnes de plomb contenant 10<sup>k</sup>,50 d'argent, soit à la teneur de 90 grammes aux 100 kilogrammes, et 11<sup>k</sup>,50 de carcasses pareilles aux premières.

La liquation ne donne, en définitive, que deux produits :

12 tonnes de plomb cuivreux, à la teneur de 90 grammes, contenant 10<sup>k</sup>,50 d'argent ;

23 tonnes de carcasses, contenant : 7 tonnes de plomb, 7<sup>k</sup>,240 d'argent et près de 16 tonnes de cuivre.

*Considérations économiques.* — Les dépenses principales sont les suivantes :

|                                   |                                     |               |
|-----------------------------------|-------------------------------------|---------------|
| Main-d'œuvre.....                 | 48 jours à 1 fr. 65 c...            | 79 fr. 20 c.  |
| Fagots.....                       | 192, pesant 0 <sup>k</sup> ,576.... | 19 20         |
| Charbon.....                      | 8 tonnes à 50 francs.               | 400 00        |
| Outils, frais divers.....         |                                     | 100 00        |
| Frais spéciaux de la liquation... |                                     | 598 fr. 40 c. |

Soit par tonne de mattes cuivreuses et argentifères :

|                   |                          |             |
|-------------------|--------------------------|-------------|
| Main-d'œuvre..... | 0 <sup>k</sup> ,787..... | 1 fr. 30 c. |
| Fagots.....       | 3,15.....                | 0 31        |
| Charbon.....      | 0 <sup>k</sup> ,131..... | 6 55        |
| Frais divers..... | 1.....                   | 64          |

Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de mattes. 9 fr. 80 c.

La liquation coûte très-cher; elle ne sépare avec le plomb que 59 pour 100 de l'argent contenu dans le cuivre noir mis en opération : de plus, elle fait perdre encore une quantité très-notable de plomb, de 2 à 3 tonnes.

TROISIÈME OPÉRATION. — RESSUAGE. — Le ressuage des carcasses a pour but de retirer le reste du plomb avec

la majeure partie de l'argent que retient encore le cuivre ; il est fait dans le four de coupelle qui sert à l'opération analogue faite sur les abstrichs.

*Opération.* — Sur la sole en brasque on charge 2,50 de carcasses provenant de la liquation ; on porte rapidement le four à une température un peu supérieure au rouge sombre ; on recueille dans un bassin extérieur le plomb qui se sépare en entraînant de l'argent et un peu de cuivre. Les ouvriers n'ont pas à travailler les matières sur la sole, ils n'ont qu'à entretenir le feu, à faciliter l'écoulement du plomb, et à le mouler en lingots. Au bout de six à sept heures le plomb cesse de couler, le ressuage est terminé. Les carcasses sont retirées du four, et on introduit une nouvelle charge.

La température étant très-élevée, les carcasses sont partiellement fondues ; leur surface est recouverte d'une espèce de vernis contenant des oxydes de plomb et de cuivre. On détache à coups de marteau la croûte oxydée, il ne reste plus, pour être portées à l'affinage, que des masses irrégulières de cuivre métallique à peu près pur, et ne retenant que très-peu de plomb et d'argent. Les battitures sont passées dans la dernière fonte des mattes cuivreuses ; elles ne forment qu'un produit tout à fait secondaire de l'opération.

Les 25 tonnes de carcasses de la liquation sont ressuées en trois jours et donnent :

Cuivre métallique... 16 tonnes contenant 98 pour 100 environ de cuivre pur  
Ecaillés ou battitures. 1<sup>1</sup>,50, très-riches en cuivre.  
Plomb cuivreux..... 3 tonnes rendant à Pessai de 175 à 180 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

Le dernier produit contient 5<sup>k</sup>,40 d'argent, au lieu de 7<sup>k</sup>,40, contenu dans les 25 tonnes de carcasses. Le ressuage fait donc perdre 2 kilogrammes environ d'argent.

La perte en plomb est aussi très-considérable, elle est d'au moins 4 tonnes, car il n'y a pas lieu de tenir compte du plomb que renferment les battitures, il est perdu tout aussi bien que le métal volatilisé.

*Considérations économiques.* — Les dépenses principales du ressuage sont les suivantes :

|                                               |                           |            |
|-----------------------------------------------|---------------------------|------------|
| Main-d'œuvre....                              | 12 jours à 1 fr. 50 c.... | 18 francs. |
| Fagots.....                                   | 400, pesant 11,38.....    | 46         |
| Outils, brasque, réparations, frais divers... |                           | 30         |
| Frais spéciaux du ressuage.....               |                           | 94 francs. |

Soit par tonne de mattes :

|                                               |            |           |
|-----------------------------------------------|------------|-----------|
| Main-d'œuvre....                              | 0,197..... | 0 fr. 295 |
| Fagots.....                                   | 7,54.....  | 0 754     |
| Frais divers.....                             | 0          | 492       |
| Fonds spéciaux rapportés à 1 tonne de mattes. |            | 1 fr. 541 |

#### QUATRIÈME OPÉRATION. — AFFINAGE ET RAFFINAGE DU CUIVRE.

— Les deux opérations sont faites successivement au petit foyer : pour l'affinage la charge est de 150 kilogrammes, et deux ouvriers peuvent en passer quatre, soit 600 kilogrammes, dans un jour; les 161 tonnes de carcasses donnent 14<sup>1</sup>/<sub>2</sub> de cuivre affiné. Pour le raffinage les charges sont de 200 kilogrammes, et deux ouvriers peuvent en travailler cinq dans une journée : le produit définitif est le cuivre raffiné, en lingots, assez pur pour être vendu facilement. Je n'ai pas à insister sur ces deux opérations, que j'ai décrites avec détails dans le premier volume, consacré à la métallurgie du cuivre.

On obtient 13<sup>1</sup>/<sub>2</sub> de cuivre raffiné, et des scories riches en cuivre.

Les scories sont portées au travail des minerais de cuivre, traités dans la même usine; elles ne ren-

trent pas au traitement des minerais ou des mattes argentifères.

Les dépenses principales de l'affinage et du raffinage sont les suivantes :

|                                               |                         |               |
|-----------------------------------------------|-------------------------|---------------|
| Main-d'œuvre....                              | 82 jours à 2 francs.... | 164 francs.   |
| Charbon.....                                  | 31 tonnes à 50 — ....   | 1,550         |
| Brasque, outils, réparations, frais divers... |                         | 100           |
| Frais spéciaux de l'affinage et du raffinage. |                         | 1,814 francs. |

Soit par tonne de mattes cuivreuses :

|                                               |             |            |
|-----------------------------------------------|-------------|------------|
| Main-d'œuvre.....                             | 11,344..... | 2 fr. 689  |
| Charbon.....                                  | 0,508.....  | 25 400     |
| Frais divers.....                             |             | 1 641      |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de mattes. |             | 29 fr. 730 |

**RÉSUMÉ DU TRAITEMENT DES MATTES.** — Le traitement, pour cuivre et pour argent, des 61 tonnes de mattes, donne comme produits :

13,75 de cuivre raffiné ;  
15 tonnes de plomb cuivreux argentifère, contenant 15k,90 d'argent ;  
Des battitures, des scories d'affinage et de raffinage, riches en cuivre.

Ces derniers produits sont passés dans les diverses opérations du traitement des minerais de plomb et de cuivre; le métal qu'ils contiennent n'est pas entièrement perdu, mais il ne faut pas en tenir compte comme produit utile.

Le plomb d'œuvre est coupellé; il rend environ 16 kilogrammes d'argent, et des produits oxydés, qui sont tous chargés de cuivre, et ne peuvent être utilisés que dans le traitement.

On ne retire donc, en réalité, des 61 tonnes de mattes, que 13,75 de cuivre et 16 kilogrammes d'argent.

Les mattes contiennent, d'après les essais, 18,20 de

cuivre, et 18 kilogrammes d'argent; on perd, ou on laisse passer dans les produits secondaires, 4',45 de cuivre, et 2 kilogrammes d'argent.

Ce résultat est peu favorable, et par lui seul suffit pour démontrer combien la méthode suivie dans le Harz est défectueuse.

On emploie pour l'extraction de l'argent 23',50 de litharges et 4',75 de plomb métallique, et on ne retire, de la coupellation des 15 tonnes de plomb d'œuvre produit, que 12 tonnes de litharges; on peut donc considérer, comme réactifs perdus dans l'extraction, 11',50 de litharges, et 4',75 de plomb; il faut ajouter la valeur de ces réactifs aux dépenses exposées précédemment.

Je vais résumer, dans un tableau, les dépenses relatives aux trois divisions principales de la seconde partie du traitement : production du cuivre noir; extraction de l'argent; affinage et raffinage du cuivre.

PRODUCTION DU CUIVRE NOIR ARGENTIFÈRE.

|                     |             |                 |
|---------------------|-------------|-----------------|
| Main-d'œuvre.....   | 162,50..... | 235 fr. 65 c.   |
| Charbon.....        | 54,85.....  | 2,742 50        |
| Bois et copeaux.... | 12,41.....  | 86 87           |
| Frais divers.....   |             | 395 00          |
| Frais spéciaux..... |             | 3,460 fr. 02 c. |

EXTRACTION DE L'ARGENT.

|                       |                         |                 |
|-----------------------|-------------------------|-----------------|
| Main-d'œuvre.....     | 90 jours.....           | 146 fr. 70 c.   |
| Charbon.....          | 19 tonnes.....          | 950 00          |
| Fagots.....           | 652, pesant 1',956..... | 65 20           |
| Plomb et litharges... | 16',25 à 450 francs...  | 7,312 50        |
| Frais divers.....     |                         | 380 00          |
| Frais spéciaux.....   |                         | 8,854 fr. 40 c. |

AFFINAGE ET RAFFINAGE DU CUIVRE.

|                     |                |               |
|---------------------|----------------|---------------|
| Main-d'œuvre.....   | 82 jours.....  | 164 francs.   |
| Charbon.....        | 31 tonnes..... | 1,550         |
| Frais divers.....   |                | 100           |
| Frais spéciaux..... |                | 1,814 francs. |

La somme de ces frais représente les dépenses spéciales faites pour retirer, de 64 tonnes de mattes cuivreuses, 13<sup>1</sup>/<sub>2</sub> de cuivre, et le plomb d'œuvre, qui donne par coupellation 16 kilogrammes d'argent; soit une valeur de 37,895 francs.

|                         |                                          |               |
|-------------------------|------------------------------------------|---------------|
| Main-d'œuvre.....       | 354 jours.....                           | 546 fr. 35 c. |
| Charbon.....            | 104 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> ,85..... | 5,242 50      |
| Bois et copeaux.....    | 12,41.....                               | 86 87         |
| Fagots.....             | 1,956.....                               | 65 90         |
| Plomb et litharges..... | 16,25.....                               | 7,512 50      |
| Frais divers.....       |                                          | 875 00        |

Frais spéciaux de la seconde partie du traitement. 14,128 fr. 42 c.

Soit par tonne de mattes cuivreuses et argentifères :

|                         |                                         |           |
|-------------------------|-----------------------------------------|-----------|
| Main-d'œuvre.....       | 51,476.....                             | 8 fr. 956 |
| Charbon.....            | 1 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> ,719..... | 85 943    |
| Bois et copeaux.....    | 0,203.....                              | 1 424     |
| Fagots.....             | 0,052.....                              | 1 070     |
| Plomb et litharges..... | 0,266.....                              | 119 870   |
| Frais divers.....       | 14.....                                 | 350       |

\* Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de mattes. 251 fr. 613

La valeur retirée de 1 tonne de mattes est la suivante :

|                                                                                |               |
|--------------------------------------------------------------------------------|---------------|
| 0 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> ,225 cuivre raffiné à 2,500 francs la tonne..... | 562 fr. 50 c. |
| 0 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> ,262 argent — à 220 — le kilogramme.             | 57 05         |

Valeur produite..... 620 fr. 45 c.

Les frais de traitement sont extrêmement élevés, mais la valeur produite étant beaucoup plus forte que les dépenses, il y a encore avantage à employer la méthode du Harz. Je n'ai pas à comparer le procédé d'extraction de l'argent par le plomb avec ceux que j'ai décrits, dans le premier volume, pour les usines du Mansfeld et du Banat. Ces derniers ne pourraient pas être appliqués



aux mattes cuivreuses de Lautenthal, qui renferment beaucoup de plomb, d'arsenic et d'antimoine.

Les frais spéciaux de la seconde partie du traitement, rapportés à 1 tonne de minerais, sont :

|                         |             |           |
|-------------------------|-------------|-----------|
| Main-d'œuvre.....       | 0,111.....  | 0 fr. 182 |
| Charbon.....            | 0,035.....  | 1 747     |
| Bois et copeaux.....    | 0,004.....  | 0 029     |
| Fagots.....             | 0,0007..... | 0 022     |
| Plomb et litharges..... | 0,0054..... | 2 437     |
| Frais divers.....       | 0.....      | 0 292     |

Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais. 4 fr. 709

La tonne de minerais donne 0<sup>e</sup>,0046 de cuivre raffiné.

#### Résumé général des produits et des dépenses.

Le traitement des 3,000 tonnes de minerais, pour argent, cuivre et plomb, donne les produits suivants :

|                        |                                      |                   |
|------------------------|--------------------------------------|-------------------|
| Argent raffiné.....    | 1,968 kilogr. dont la valeur est de. | 452,960 fr. 00 c. |
| Cuivre en lingots..... | 13 <sup>e</sup> ,75 —                | 54,575 00         |
| Litharges marchandes.  | 1,311,25 —                           | 721,187 50        |
| Litharges cuivreuses.. | 141,00 —                             | 63,450 00         |
| Plomb cuivreux.....    | 79,25 —                              | 35,662 50         |
| Plomb aigre.....       | 59,00 —                              | 41,200 00         |

Valeur produite..... 1,298,835 fr. 00 c.

Ces produits contiennent 1,462 tonnes de plomb et 1,962 kilogrammes d'argent fin, tandis que les minerais renferment, d'après les essais, 1,800 tonnes de plomb et 1,860 kilogrammes d'argent. Il y a donc perte de 338 tonnes de plomb, soit de 18 pour 100 du plomb accusé par les essais; on obtient au contraire une augmentation de 102 kilogrammes pour le rendement en argent. Cette augmentation prouve seulement l'imper-

fection des essais. En tenant compte de la perte en plomb et de l'augmentation du rendement en argent, on a :

Valeur perdue..... 137,560 francs.

Elle est à peu près le dixième de la valeur produite.  
Les frais spéciaux du traitement sont :

|                                             |                              |                  |
|---------------------------------------------|------------------------------|------------------|
| Main-d'œuvre.....                           | 13,450 jours.....            | 20,305 fr. 41 c. |
| Charbon.....                                | 1,790 <sup>l</sup> ,85.....  | 89,542 50        |
| Coke.....                                   | 406,70.....                  | 14,234 60        |
| Bois et copeaux....                         | 253,51.....                  | 1,635 27         |
| Fagots.....                                 | 369,08.....                  | 12,295 80        |
| Fer et fonte.....                           | 358,88.....                  | 53,831 25        |
| Terre de coupelle...                        | 362 <sup>m.c.</sup> ,43..... | 2,899 45         |
| Frais divers, réparations, outils, etc..... |                              | 36,716 20        |

Frais spéciaux du traitement..... 231,460 fr. 38 c.

Pour 1 tonne de minerais on obtient :

|                       |                                              |             |
|-----------------------|----------------------------------------------|-------------|
| Argent raffiné.....   | 0 <sup>k</sup> ,656, dont la valeur est de.. | 144 fr. 520 |
| Cuivre en lingots.... | 0 <sup>k</sup> ,0048                         | 11 457      |
| Litharges marchandes. | 0,4571                                       | 240 396     |
| Litharges cuivreuses. | 0,0470                                       | 21 150      |
| Plomb cuivreux.....   | 0,0264                                       | 11 887      |
| Plomb aigre.....      | 0,0107                                       | 3 753       |

↳ Valeur produite..... 432 fr. 943

Les produits divers contiennent :

|             |                     |
|-------------|---------------------|
| Plomb.....  | 0 <sup>k</sup> ,487 |
| Argent..... | 0 <sup>k</sup> ,656 |

La tonne de minerais renferme :

|             |                     |
|-------------|---------------------|
| Plomb.....  | 0 <sup>k</sup> ,600 |
| Argent..... | 0 <sup>k</sup> ,620 |

La perte de plomb est de 0<sup>k</sup>,113; l'augmentation du rendement en argent est de 0<sup>k</sup>,056; et la valeur perdue atteint le chiffre de 45 fr. 853.

Les dépenses spéciales de tout le traitement, rapportées à 1 tonne de minerais, sont les suivantes :

|                        |                              |           |
|------------------------|------------------------------|-----------|
| Main-d'œuvre.....      | 4,4850.....                  | 6 fr. 768 |
| Charbon.....           | 0,5970.....                  | 29 847    |
| Coke.....              | 0,1356.....                  | 4 745     |
| Bois et copeaux.....   | 0,0780.....                  | 0 545     |
| Fagots.....            | 0,1231.....                  | 4 009     |
| Fer et fonte.....      | 0,1196.....                  | 17 944    |
| Terre de coupelle..... | 0 <sup>m.c.</sup> ,1210..... | 0 966     |
| Frais divers.....      |                              | 12 259    |

---

Frais spéciaux du traitement..... 77 fr. 153

Pour 1 tonne de minerais on consomme 0,9337 de combustibles divers; la valeur des métaux perdus est égale à 59,50 pour 100 des frais de traitement.

## CHAPITRE VII.

### TRAITEMENT DES MINÉRAIS DE PLOMB ARGENTIFÈRES EN FRANCE.

---

On traite en France, dans un certain nombre de localités : à Vialas (Lozère), à Pontgibaud (Auvergne), à Poullaouen (Bretagne), à Biache (près d'Arras), à Marseille, etc., des galènes plus ou moins riches en argent, provenant, soit des mines appartenant aux compagnies propriétaires des usines, soit des mines exploitées en Algérie, ou même dans des pays étrangers.

Les diverses usines suivent des méthodes différentes, qui sont commandées par la nature des minerais ou par les conditions locales, ou qui seulement dérivent d'une imitation plus ou moins complète des procédés adoptés dans d'autres pays. Il me paraît inutile de décrire toutes ces méthodes, et je choisirai, pour exemples de la métallurgie du plomb en France, les usines de Vialas et de Poullaouen, pour lesquelles les minerais et les opérations présentent les différences les plus tranchées.

#### § 1.

##### Usine de Vialas.

Le plateau granitique de la Lozère est entouré de schistes micacés qui s'étendent, au sud et à l'est, jusqu'aux riches bassins houillers de Portes, de la Grand-Combe et de Bessèges. Dans toute l'étendue du terrain

schisteux on rencontre des affleurements nombreux de filons de quartz, de sulfate de baryte, de pyrites, de galène argentifère et d'antimoine, qui pénètrent, en plusieurs points, dans le granite, et, dans d'autres, traversent les terrains supérieurs aux micaschistes. Les filons de galène argentifère sont explorés avec une certaine activité en plusieurs points, et les découvertes qui ont été faites permettent d'espérer que, dans un avenir assez rapproché, la production du plomb et de l'argent, dans cette partie de la France, prendra une notable importance. Les travaux les plus anciens, et en même temps les plus développés, ont été faits dans les environs de Villefort et de Vialas. Les minerais ont d'abord été fondus à l'usine de Villefort, mais depuis un grand nombre d'années la richesse exceptionnelle des mines de Vialas a déterminé la translation de la fonderie dans cette localité; les mines de Villefort ont été momentanément abandonnées, et maintenant celles de Vialas sont seules en exploitation.

Les minerais sont exploités dans plusieurs filons, à peu de distance de la séparation du granite et des micaschistes; ces filons présentent entre eux de grandes différences pour leur allure, la nature des gangues, l'abondance du minerai, et surtout pour la richesse en argent; la teneur du plomb d'œuvre donné par les essais varie de 44 à 700 grammes par 100 kilogrammes de plomb.

Les minerais abattus dans la mine sont soumis au triage et ensuite à la préparation mécanique; l'enrichissement est poussé très-loin pour les grenailles, et les gros sables, et très-peu au contraire pour les sables fins et pour les schlamms; le rendement moyen des produits préparés pour la fonte est de 42 pour 100 de plomb; la teneur en argent, variable d'une année à l'autre suivant que l'abatage est poussé plus activement dans les filons

plus ou moins riches en argent, est comprise ordinairement entre 450 et 500 grammes pour 100 kilogrammes de plomb.

Les minerais contiennent très-peu de blende et de pyrites; les gangues dominantes sont le quartz et les schistes; le carbonate de chaux, le fer carbonaté et le sulfate de baryte sont en proportion un peu moindre et surtout un peu variable. Toutes ces gangues se retrouvent dans les produits préparés, et leur association permet d'obtenir au four à manche des scories très-fusibles.

La production des mines de Vialas n'est pas très-régulière; j'admettrai, dans la description de la méthode métallurgique, que l'usine traite dans l'année 600 tonnes de produits sortant du triage et de la préparation mécanique; le rendement moyen du mélange de ces produits est de 42 pour 100 de plomb à l'essai par voie sèche; le plomb donne, à la coupellation au laboratoire, 450 grammes d'argent aux 100 kilogrammes. Les 600 tonnes de minerais préparés contiennent, d'après les essais, 252 tonnes de plomb et 1,134 kilogrammes d'argent. La production de l'usine de Vialas a été souvent plus forte, mais son importance n'influe en rien sur les frais de fabrication; il n'y a par conséquent aucun inconvénient, pour le but que je me propose, à fixer à 600 tonnes le chiffre de minerais bons à fondre.

*Conditions locales.* — L'usine de Vialas a été construite à peu de distance des mines, sur la rive gauche d'un torrent (le Luech), au confluent d'un ruisseau qui descend de la montagne du Colombert. Une prise d'eau dans le Luech, et un canal long de plus de deux kilomètres, fournissent à l'usine la force motrice nécessaire pour la préparation mécanique et pour la fonderie. Pendant huit à neuf mois, chaque année, l'eau motrice est en

quantité plus que suffisante, mais elle manque presque complètement pendant les mois de sécheresse. Tous les ans le travail est interrompu pendant au moins trois mois dans presque tous les ateliers. On ne peut remédier à cet inconvénient en installant des machines à vapeur; la disposition du terrain et le prix élevé des combustibles ne le permettent pas.

Les voies de communication avec le terrain houiller ne sont pas commodes; les chemins dans les montagnes sont en général fort mauvais, et tous les transports sont fort onéreux.

Le coke vient soit de Bességes, soit du Feljas, et coûte à l'usine, en moyenne, 45 francs la tonne, et encore faut-il en avoir à l'avance une provision assez forte, parce que le chemin de Bességes est souvent rendu impraticable par les mauvais temps. La houille est seule employée dans les fours de grillage et de coupellation; on mélange deux qualités différentes, le charbon maigre de Comberedonde (un peu au sud de Portes) et le charbon gras de Portes ou du Feljas; ces deux qualités reviennent à l'usine au prix moyen de 29 francs la tonne. Ces combustibles contiennent beaucoup de cendres, ce qui contribue en réalité à augmenter notablement leurs prix: ainsi, le coke donne, à l'incinération, de 16 à 18 pour 100 de cendres; la houille, de 8 à 12 pour 100; ce sont autant de matières inutiles dont il faut payer l'acquisition et le transport.

Le bois, les fagots, le charbon de bois sont, dans la Lozère, à des prix tellement élevés qu'on ne peut pas songer à les employer dans le traitement métallurgique. Les montagnes ne sont pas, comme en Allemagne, couvertes de forêts d'arbres résineux; partout où la végétation est possible, les habitants ont disposé des prairies, ou bien planté des mûriers et des châtaigniers,

qui servent à l'éducation des vers à soie et à l'alimentation.

Les seuls matériaux de construction qu'on puisse employer avec économie sont les schistes; ils fournissent des pierres irrégulières de toutes dimensions, qui sont utilisées pour la construction des bâtiments, et même pour la maçonnerie intérieure des fours à manche. Les briques ordinaires et réfractaires coûtent extrêmement cher, parce qu'elles ont à supporter des frais de transport considérables; il en est de même pour les pierres de taille en grès houiller, qu'il faut faire venir de Portes.

Le fer et la fonte sont achetés à l'usine d'Alais (Gard); les frais de transport sont également très-lourds, mais ils influent beaucoup moins que ceux des combustibles sur les frais de fabrication, le fer et la fonte n'étant employés que pour les outils et pour les armatures.

*Main-d'œuvre.* — La plupart des ouvriers de l'usine, comme ceux des mines et des ateliers de préparation des minerais, sont des habitants du pays; presque tous se livrent, pendant la belle saison, à la culture de quelque bout de propriété, ou à l'élève des vers à soie; pendant l'été il serait presque impossible de réunir le nombre d'ouvriers nécessaires à un travail actif. Cette circonstance contribue beaucoup aux chômages annuels de l'usine. Les ouvriers se nourrissent en général fort mal, et ne possèdent pas l'énergie, l'habileté et la résistance à la fatigue, qui caractérisent les ouvriers anglais et wallons. La main-d'œuvre est à bon marché; mais si on compare le travail réel produit aux prix payés pour un nombre d'heures d'activité, on peut facilement se convaincre que les mines et les usines de Vialas sont placées, sous le rapport de la main-d'œuvre, dans des conditions plus défavorables encore que sous le rapport



des combustibles. Bien que les travaux aient été poursuivis pendant de longues années, il n'y a pas dans la population ouvrière de traditions utiles.

La compagnie de Vialas cherche maintenant à réveiller le zèle et l'intelligence des ouvriers par des primes de toute nature, et en appelant, pour les travaux des mines, des ouvriers étrangers; ce système est encore trop récent pour que les résultats soient appréciables.

Dans l'état actuel, les manœuvres gagnent de 1 à 2 francs par poste; les ouvriers spéciaux, de 2 francs à 2 fr. 50 c.: à l'usine, les postes sont ordinairement de huit heures.

Le traitement métallurgique des minerais est extrêmement simple.

Méthode  
de Vialas.

Les minerais riches provenant du triage, les grosses grenailles produites sur les cribles, sont écrasés en sable sous les pilons d'un bocard à sec. Les divers produits de la préparation mécanique : grenailles fines, schliehs, schlamms enrichis et bourbes, sont mis en magasin.

On fait, dans ce magasin, et avec le même soin que dans le Harz, le mélange des minerais riches pulvérisés à sec et des produits humides, en prenant de chacun d'eux la quantité proportionnelle à la production annuelle; ce mélange renferme environ 10 pour 100 d'eau, et doit rendre à l'essai à peu près 42 pour 100 d'un plomb riche à 450 grammes d'argent.

La série des opérations est la suivante :

*Première opération.* — Les minerais, mélangés avec les fumées plombeuses et avec tous les produits secondaires pulvérulents, sont grillés dans des fours à réverbère, jusqu'à ce que l'oxydation des sulfures soit presque complète; on termine le grillage par un coup de feu prolongé pendant un temps assez long pour faire agir

les gangues siliceuses sur les sulfates de plomb, de baryte et de chaux ; la température est assez élevée pour que les produits du grillage soient fortement agglomérés, mais non complètement fondus. Les minerais grillés se présentent sous forme de morceaux irréguliers, très-durs, mais en même temps extrêmement poreux ; ils ne contiennent qu'une proportion très-faible de sulfures et de sulfates ; ils sont mis en magasin jusqu'au moment de la fonte au four à manche ; dans les transports il se produit une certaine quantité de menus.

*Seconde opération.* — Les minerais grillés sont fondus dans un four à manche très-bas, avec des scories de l'opération elle-même, avec les fonds de coupelles, et généralement avec tous les produits secondaires du traitement, qui ne sont pas à l'état pulvérulent ; on ajoute comme fondants et réactifs du minerai de fer et du sulfate de baryte. La fonte donne deux produits principaux : le plomb d'œuvre et les scories ; il se forme quelquefois un peu de mattes ; dans les chambres de condensation qui surmontent les fours on recueille une certaine quantité de fumées. Les scories sont pauvres en plomb et ne retiennent pas d'argent ; elles sont jetées presque en totalité, on ne réserve pour la fonte elle-même que celles qui paraissent contenir des grenailles de mattes, ou celles qui sont un peu riches en plomb, à la suite de quelque dérangement dans la marche des fours. Les mattes sont pulvérisées et passées au grillage en même temps que les minerais.

*Troisième opération.* — Le plomb d'œuvre est coupellé dans un grand four à chapeau mobile et chauffé à la houille ; les produits sont : de l'argent brut, tenant environ 98 pour 100 d'argent fin ; des litharges marchandes, jaunes et rouges ; des litharges riches en argent ; des abstrichs, des litharges sales et des fonds de coupelles.

L'argent brut est raffiné par une simple fusion dans des creusets en plombagine; les litharges jaunes et rouges, séparées au moyen d'un trommel, sont livrées au commerce; tous les autres produits sont passés dans les lits de fusion des fours à manche, ou mélangés avec les minerais pour le grillage, suivant qu'ils sont en morceaux ou à l'état pulvérulent.

Les gaz et les vapeurs, les matières fines entraînées par le tirage, qui sortent de tous les fours, passent par des canaux dans des chambres de condensation, et se rendent ensuite dans une cheminée construite sur la montagne voisine. Les chambres et les canaux sont vidés une fois par an, pendant les mois de chômage de l'usine; les fumées sont mises en magasin, et passées ensuite peu à peu avec les minerais dans les fours de grillage.

La fonderie est construite, à côté des ateliers de préparation mécanique, à l'ouverture d'une vallée tellement étroite qu'on a dû jeter un pont sur le ruisseau, et placer sur ce pont plusieurs des bâtiments, les bassins de dépôt, etc. Sur la rive droite du ruisseau, et normalement au Luech, se trouvent :

Consistance  
de l'usine.  
—  
Matériel.

Le bâtiment principal de la fonderie, contenant : un grand four de coupelle; trois fours à réverbère pour le grillage des minerais; deux fours à manche; la soufflerie qui est ordinairement mise en mouvement par une roue hydraulique, mais qu'on fait marcher dans les sécheresses exceptionnelles au moyen d'une petite machine à vapeur de 12 chevaux. Un cylindre en tôle, tenant toute la longueur du bâtiment, sert de réservoir d'air, et permet de maintenir la pression du vent à peu près constante;

Un hangar couvrant le bocard sec, à deux batteries; l'une d'elles sert à la pulvérisation des minerais riches et des grosses grenailles; l'autre est employée pour la con-

fection de la brasque des creusets et avant-creusets des fours à manche, et pour écraser les terres de coupelle ;

Les magasins pour le coke et pour la houille, assez vastes pour contenir l'approvisionnement de plusieurs mois.

La route par laquelle arrivent les charrettes est à un niveau supérieur, ce qui permet de faire descendre les combustibles par des trémies. Les pesées sont faites sur une bascule établie sur la route ; on prend le poids des voitures pleines et vides, et la différence donne très-exactement le poids des matières entrées à l'usine. On délivre tous les matins aux ouvriers les quantités de combustibles qui doivent suffire pour toute la journée ; le coke et la houille tombent par des trémies dans les chariots en tôle, et sont amenés sur une ligne de rails, qui passe devant tous les fours, aux places de dépôt séparées pour les diverses opérations. Les magasins sont construits sur des voûtes, et celles-ci sont utilisées comme magasins pour toutes les matières qui ne craignent pas l'humidité.

Le mur du grand bâtiment supporte le canal horizontal, dans lequel viennent se réunir les gaz sortant de tous les fours ; il communique par un rampant incliné avec deux grandes chambres de condensation ; entre ces dernières et la cheminée, placée à un niveau plus élevé, la communication est établie par des canaux qui suivent la pente de la montagne.

Des bâtiments secondaires adossés à la fonderie, du côté du ruisseau, servent à la séparation des deux qualités de litharges, et de magasins pour les minerais de fer, et pour les minerais de plomb grillés en avance.

Sur la rive gauche du ruisseau sont construits : les bâtiments d'habitation pour les ingénieurs et pour les contre-maitres ; la menuiserie ; la forge ; le magasin des schlichs et des minerais ; le laboratoire disposé pour les

essais par voie sèche et pour les analyses, et dans lequel est construit le four de raffinage de l'argent.

Les bureaux sont placés dans un bâtiment séparé, construit à l'extrémité du pont et du côté du Luech.

On n'a pas à se préoccuper d'un emplacement pour recevoir les scories pauvres; le torrent les entraîne toutes pendant la saison des pluies.

*Fours de grillage.* — Les trois fours à réverbère sont placés sur une même ligne et dans le sens de la longueur du bâtiment; chacun d'eux a son rampant incliné qui conduit les gaz et les vapeurs au canal horizontal supérieur, et aux chambres de condensation. Les fours ont été construits successivement sur le même modèle, mais avec des dimensions différentes: comme les résultats obtenus sont à très-peu près les mêmes dans tous, je ne donnerai la description que d'un seul, le plus grand et le plus récemment mis en activité. Sa disposition et ses dimensions principales sont indiquées dans les figures 6, 7, pl. III. C'est un four à réverbère à sole horizontale en briques, avec deux portes de travail placées du même côté, et dans lequel l'air extérieur peut être introduit à volonté sur la sole par deux canaux ménagés aux angles du pont.

Les dimensions principales sont les suivantes: le foyer a 1<sup>m</sup>,40 sur 0<sup>m</sup>,80; la grille est à 0<sup>m</sup>,60 au-dessous du pont; le combustible est chargé par une trémie en fonte, dont l'ouverture a 0<sup>m</sup>,50 sur 0<sup>m</sup>,50 à l'intérieur du foyer; la hauteur du cendrier est de 1<sup>m</sup>,50.

Le pont a 0<sup>m</sup>,40 de longueur, et le passage des flammes 0<sup>m</sup>,30 de hauteur; la largeur du pont augmente, depuis le foyer jusqu'à la sole, de 1<sup>m</sup>,40 à 1<sup>m</sup>,90.

La sole a 3<sup>m</sup>,50 sur 2<sup>m</sup>,60; sa largeur auprès du pont est de 1<sup>m</sup>,90; elle n'a plus que 0<sup>m</sup>,60 au rampant; les deux portes ont leurs tables de travail au niveau de la

sole, à 0<sup>m</sup>,25 au-dessous du pont; elles ont 0<sup>m</sup>,40 sur 0<sup>m</sup>,40 à l'intérieur et 0<sup>m</sup>,80 sur 0<sup>m</sup>,65 à l'extérieur; leurs faces sont garnies de plaques de fonte qui garantissent les pierres contre le choc des outils pendant le travail. Dans l'intérieur et entre les deux portes, la paroi du four avance en pointe, comme l'indique la figure 7, pl. III; cette disposition est généralement adoptée dans les fours de grillage de tous les pays; elle permet aux ouvriers d'atteindre avec leurs ringards toutes les parties de la surface de la sole. Les deux canaux servant à l'introduction de l'air extérieur ont 0<sup>m</sup>,16 de côté, et débouchent dans le four à 0<sup>m</sup>,12 au-dessus de la sole; à l'extérieur, ils sont un peu évasés, et peuvent être fermés à peu près hermétiquement au moyen de simples briques.

La hauteur maxima de la voûte au-dessus de la sole est de 0<sup>m</sup>,65; elle est de 0<sup>m</sup>,45 au rampant. L'ouverture du rampant a 0<sup>m</sup>,30 de hauteur sur 0<sup>m</sup>,60 en largeur; sa section a 0<sup>m</sup>,60 sur 0<sup>m</sup>,60; le canal horizontal a 1 mètre de côté; il est élevé de 6 mètres environ au-dessus de la sole du four.

Sous la sole et précisément au-dessous des portes de travail sont ménagées deux voûtes, dont la section a 1 mètre sur 0<sup>m</sup>,70, et dont la profondeur est seulement de 2 mètres; elles servent de dépôt provisoire pour les minerais grillés et agglomérés, retirés du four.

Les parois du foyer, la voûte, le pont et la sole elle-même sont construits en briques réfractaires; le massif extérieur est fait en briques ordinaires et en pierres de taille (grès houiller); les armatures très-solides sont en fonte et en fer.

*Fours à manche* (pl. III, fig. 8, 9). — La disposition des fours à manche est aussi simple que possible; la section intérieure n'a que 0<sup>m</sup>,85 sur 0<sup>m</sup>,65; la hauteur du gueulard, ou plutôt de l'ouverture de chargement, au-dessus

de la tuyère est de 1<sup>m</sup>,50 ; la poitrine descend à 0<sup>m</sup>,40 plus bas que le niveau de la tuyère ; le creuset est en brasque et se termine par un avant-creuset à 0<sup>m</sup>,25 en avant de la poitrine ; la brasque est maintenue par des plaques de fonte, et présente à la surface, et sur l'un des côtés, une inclinaison suffisante pour l'écoulement rapide des scories. De l'autre côté, la plaque de fonte est percée d'une ouverture qui répond au trou de coulée ; ce dernier aboutit dans le creuset au point le plus bas, c'est-à-dire sous la poitrine, et à 0<sup>m</sup>,45 au-dessous de la tuyère. Le bassin extérieur est en brasque, il est creusé dans le sol de l'usine ; son diamètre est de 0<sup>m</sup>,65.

La buse unique, par laquelle le vent est lancé sous une pression de 0<sup>m</sup>,025 de mercure, est en tôle ; l'œil de la buse a 0<sup>m</sup>,04 de diamètre ; le tuyau par lequel arrive le vent est muni d'une valve qui permet de l'arrêter à volonté.

La chemise intérieure est construite en pierres irrégulières, en micaschistes ; elle est très-épaisse, surtout du côté de la tuyère ; le massif extérieur est construit en pierres de grès houiller et en micaschistes ; les armatures sont en fer forgé.

Au-dessus des fours se trouvaient autrefois de petites chambres de condensation pour les fumées ; elles sont maintenant en communication avec le canal horizontal qui conduit les gaz de tous les fours aux grandes chambres récemment construites.

*Four de coupelle* (pl. III, fig. 10, 11). — Le four de coupelle est à sole circulaire, à voûte mobile ; les gaz sont conduits par un rampant jusqu'au canal horizontal commun à tous les fours de l'usine ; le vent est lancé, sous une pression presque constante de 0<sup>m</sup>,025 de mercure, par une seule buse ; sur la grille on brûle seulement de la houille. Deux ouvertures sont ménagées dans la paroi du

four et du même côté; la plus grande est utilisée pour le chargement des saumons, l'autre, placée en face de la buse, sert à l'écoulement des litharges. Les produits oxydés sont reçus sur un plan incliné, formé de terre de coupelle fortement battue, maintenue sur les côtés par deux murs en briques, et sur le devant par des barres de fer horizontales : les barres sont enlevées à mesure qu'il devient nécessaire d'abaisser le niveau du plan incliné.

Les dimensions principales sont les suivantes : le foyer a 1<sup>m</sup>,40 sur 0<sup>m</sup>,65 ; du côté de la sole la paroi est construite en forme de voûte, afin d'offrir plus de résistance à la charge de plomb sur la coupelle ; la grille est à 0<sup>m</sup>,45 au-dessous du pont ; le cendrier n'a que 1<sup>m</sup>,10 de hauteur.

Le pont a 0<sup>m</sup>,44 de longueur ; le passage des flammes est élevé de 0<sup>m</sup>,25.

La coupelle a 5 mètres de diamètre; sa surface présente la forme d'un segment sphérique, dont la hauteur est de 0<sup>m</sup>,30 ; les parois cylindriques du four s'élèvent à 0<sup>m</sup>,47 au-dessus du niveau du pont ; elles sont surmontées par le chapeau mobile dont la flèche est de 0<sup>m</sup>,25.

La tuyère est à 0<sup>m</sup>,10 au-dessus du pont et se termine à l'extérieur par une embrasure qui permet de faire varier, suivant les besoins, l'inclinaison de la buse. Celle-ci est en tôle et se termine par une fente, longue de 0<sup>m</sup>,15, haute de 0<sup>m</sup>,007; le vent arrive sur le bain métallique en lame très-mince.

La porte de chargement a 0<sup>m</sup>,50 à l'intérieur et 0<sup>m</sup>,90 à l'extérieur ; en hauteur, elle s'élève depuis le niveau du pont jusqu'à la partie supérieure de la maçonnerie fixe ; elle est fermée pendant l'opération par un petit mur en briques.

L'ouverture de travail descend jusqu'à l'assise de briques sur laquelle est battue la coupelle ; en largeur, elle



n'a que 0<sup>m</sup>,25 à l'intérieur et 0<sup>m</sup>,60 à l'extérieur; elle est fermée plus ou moins complètement par une plaque mobile en tôle; elle est surmontée par une hotte destinée à conduire les fumées plombeuses dans le haut du rampant. Le plan incliné présente la forme d'un prisme vertical, dont la base a 0<sup>m</sup>,70 sur 0<sup>m</sup>,90.

Le rampant par lequel sortent les flammes a 0<sup>m</sup>,25 de hauteur et 0<sup>m</sup>,60 de largeur; la cheminée a 0<sup>m</sup>,60 de côté. Sur l'un des côtés de la cheminée est ménagée une embrasure, qu'on ferme avec des briques ou avec une plaque de tôle; elle sert à régler le tirage; on l'ouvre <sup>4</sup> quand le four est trop chaud, on la bouche plus ou moins complètement dans le cas contraire.

La sole est battue pour chaque opération sur une assise horizontale de briques; celles-ci reposent sur un lit de scories, portées par la fondation en maçonnerie ordinaire; trois larges canaux sont ménagés dans cette maçonnerie et servent au dégagement de l'humidité.

L'intérieur du four est construit en briques réfractaires; le massif extérieur est entièrement en pierres de grès taillées avec grand soin; les armatures sont en fer forgé.

Le chapeau mobile est fait en briques réfractaires, maintenues dans un cadre conique en fer, de 0<sup>m</sup>,22 de hauteur; il est soulevé par huit chaînes fixées par le même nombre d'anneaux au cadre conique. La manœuvre est faite à l'aide d'un treuil placé au-dessus du four; la disposition du bâtiment n'a pas permis l'emploi d'une grue.

*Chambres et canaux de condensation.* — Les gaz sortant de tous les fours se réunissent dans un canal horizontal, construit sur le mur du bâtiment principal; ils se rendent ensuite par un rampant incliné dans deux grandes chambres de condensation; de là ils suivent une série de canaux établis sur le flanc de la montagne, et sortent par

une cheminée haute de 12 mètres. La différence de niveau entre les grilles des réverbères et le haut de la cheminée est d'au moins 60 mètres. Des portes sont ménagées de distance en distance dans les parois des canaux, des chambres et de la cheminée; elles servent à l'enlèvement des fumées, quand à la fin des campagnes tout le système est suffisamment refroidi.

La section des canaux est d'environ 1 mètre carré; les volumes des deux chambres sont de 36 et 60 mètres cubes; la cheminée a 0<sup>m</sup>,60 de côté. Le développement total des canaux est de 300 mètres.

La construction de cet appareil de condensation a eu pour résultat de faire disparaître de l'usine presque toutes les fumées plombeuses, qui rendaient auparavant le travail extrêmement pénible aux ouvriers; il suffit pour condenser une partie du plomb et de l'argent volatilisés, mais il devrait encore être augmenté si la production de la mine devenait beaucoup plus considérable.

Description  
du travail.

Ainsi que je l'ai dit précédemment, les minerais riches, les grosses grenailles des cribles sont pulvérisés sous les pilons du bocard à sec; les fines grenailles, les schlichs de diverses qualités, les schlamms, les bourbes retirées des bassins de dépôt et assez riches pour être fondues, sont mis en magasin dans des cases spéciales. La production des mines varie entre des limites assez restreintes; le directeur peut facilement prévoir les quantités des divers produits qui seront obtenues dans un temps donné. D'après cette prévision il indique les proportions de minerais riches, de schlichs divers, de schlamms et de bourbes qui doivent entrer dans le mélange destiné au grillage. On prépare ordinairement 40 tonnes de ce mélange, et c'est ce qu'on appelle un lit de fusion, terme un peu impropre et qu'il ne faut pas confondre avec les lits de fusion des fours à manche.

Il est très-important que le mélange soit à peu près homogène, sa confection exige plusieurs journées de main-d'œuvre.

PREMIÈRE OPÉRATION. — GRILLAGE. — AGGLOMÉRATION. —

Les réverbères qui servent au grillage n'ont presque jamais besoin de réparations, le travail est continué pendant tout l'hiver et pendant une partie de l'été. Comme les fours n'ont pas tous les mêmes dimensions, les charges sont un peu différentes, mais elles sont toutes élaborées dans le même temps, et on n'a pas constaté de différence appréciable, soit dans la perfection du grillage, soit dans le degré d'agglomération, bien entendu quand les ouvriers bien surveillés apportent les soins convenables à leur travail. Je n'ai besoin de décrire qu'une seule opération dans l'un des fours pour faire comprendre la conduite du grillage; je donnerai ensuite les résultats numériques relatifs aux 600 tonnes de minerais traitées dans l'année.

*Opération.* — La charge précédente étant retirée du four, les ouvriers jettent à la pelle 1 tonne du mélange de minerais, secs et humides, et 0,080 environ de fumées et de produits plombeux pulvérulents, provenant du travail de l'année précédente; pendant le chargement on arrête le tirage du four en fermant complètement le registre en fonte, placé dans le rampant à une certaine hauteur au-dessus de la sole. Le registre reste fermé jusqu'à ce que toute la charge soit régulièrement étendue sur la sole; on ferme alors les deux portes, on ouvre le registre, et on dispose la grille de manière à porter très-lentement le minerai au rouge sombre. Les deux canaux aux angles du pont ne sont ouverts que deux heures après le commencement de l'opération.

L'ouvrier doit s'occuper, immédiatement après le

chargement, à transporter dans le magasin le minerai aggloméré, précédemment retiré du four et mis provisoirement en dépôt sous l'une des voûtes.

Le travail au ringard commence quand les minerais sont échauffés sur toute l'épaisseur de la charge et quand ils ne laissent plus tourbillonner des matières pulvérulentes au contact des outils; il faut au moins 4 heures pour que le degré convenable d'échauffement soit atteint. A partir de ce moment, et pendant au moins 6 heures consécutives, l'ouvrier doit travailler presque sans interruption, renouveler les surfaces et régulariser l'élévation de température; il pousse le feu progressivement, de manière à porter le minerai au rouge sombre à l'extrémité de la sole, et vers la fin de cette période de brassage. Les deux registres restent ouverts et l'oxydation marche rapidement; après 6 heures de râblage, les matières ne contiennent plus que très-peu de soufre à l'état de sulfures, mais elles renferment beaucoup de sulfates; la première partie de l'opération, le grillage proprement dit, est terminée.

La seconde partie de l'opération doit produire la décomposition presque complète des sulfates et l'agglomération nécessaire pour la fonte au four à manche; pour atteindre ces deux résultats, il faut chauffer fortement et longtemps; on doit fermer les deux canaux qui amenaient l'air extérieur pendant le grillage; les portes en tôle des ouvertures de travail sont mises en place; l'ouvrier pique la grille et charge de la houille à des intervalles assez rapprochés. En deux heures environ, la partie de la charge la plus voisine du pont est au rouge presque vif et commence à s'agglomérer; l'ouvrier brasse avec un ringard, mais seulement pendant quelques instants, et cherche à ramener à la surface les parties en contact avec la sole. Ces brassages sont renouvelés de quart d'heure en quart d'heure; les matières commencent à fondre, mais sont

rendues poreuses par le dégagement de l'acide sulfureux produit par la décomposition des sulfates.

L'activité du feu doit être réglée de telle manière que la fusion ne devienne pas complète ; dès qu'une partie de la charge est convenablement agglomérée, l'ouvrier la fait sortir du four avec son râblo ; elle tombe en masse visqueuse devant la porte.

L'ouvrier avance ensuite tout le reste de la charge vers le pont, on conservant aux diverses parties leurs positions relatives ; quelque temps après, il recommence à brasser les matières auprès du pont ; il continue ce travail jusqu'à ce que toute la charge ait été progressivement agglomérée et retirée du four.

Les portes restent alors ouvertes quelques instants afin de laisser s'abaisser un peu la température, le registre du rampant est fermé, une nouvelle charge est introduite.

La seconde partie de l'opération dure environ 6 heures ; les charges se succèdent à des intervalles à peu près réguliers de 16 heures ; en deux jours on peut griller et agglomérer 3 tonnes de minerais, en brûlant de 1,000 à 1,100 kilogrammes de houille.

Les minerais grillés sont refroidis avec de l'eau, ce qui facilite le cassage ; ils sont ensuite transportés au magasin, dans lequel on les reprend pour la fonte au four à manche.

Le cassage et les transports produisent une certaine quantité de menus, ou plutôt de sable de toute grosseur ; ces menus présentent une grande dureté, et ne sont pas en poussière assez fine et assez légère pour être entraînée par le vent dans les fours à manche.

La plus grande partie des minerais grillés est en morceaux poreux, de forme irrégulière, dans lesquels on n'aperçoit que bien rarement de la galène non oxydée.

La perte de poids au grillage est d'environ 20 pour 100; une charge, composée de 1,000 kilogrammes de minerais assortis, et de 80 kilogrammes de fumées et produits oxydés, donne en moyenne de 864 à 865 kilogrammes de minerais grillés.

. *Personnel.* — La conduite d'un four n'exige la présence que d'un seul ouvrier; les postes sont de 8 heures seulement, il faut donc 9 grilleurs pour les trois réverbères: les ouvriers sont payés à prix faits; ils reçoivent une prime pour chaque quintal passé dans une charge au delà de 700 kilogrammes, et en 16 heures; ils reçoivent tous les matins la provision de houille qui doit suffire pour 24 heures, et qui est calculée sur la proportion de 35 de houille pour 100 de minerais; le combustible qu'ils parviennent à économiser leur est acheté par l'usine au prix de 10 francs par tonne. Ces primes sont données dans le but de pousser les ouvriers à griller dans un temps donné un poids plus considérable de minerais, et à conduire le feu avec économie. Quant à la perfection du travail, elle est confiée à la surveillance du contre-maitre de l'usine.

Les trois ouvriers attachés au même four sont nécessairement associés entre eux, puisque l'élaboration des charges est faite successivement par tous les trois dans ses diverses périodes. D'après les prix faits et les primes, les ouvriers peuvent gagner de 2 francs à 2 fr. 25 c. par poste de 8 heures.

*Considérations économiques.* — Le grillage de 600 tonnes de minerais est fait en 133 jours de travail dans les trois fours; il serait donc facile de suffire à une production beaucoup plus forte, ou de n'employer que deux des réverbères, en installant un magasin de minerais grillés capable de contenir l'approvisionnement nécessaire pour plusieurs campagnes des fours à manche.

On produit dans l'année 520 tonnes de minerais grillés, qui proviennent de :

600 tonnes de minerais, contenant, d'après les essais : 252 tonnes de plomb et 1,134 kilogrammes d'argent ;

Et 48 tonnes de fumées et autres produits contenant : 26 tonnes de plomb et 14 kilogrammes d'argent.

Les minerais grillés ne contiennent certainement pas la totalité des deux métaux que renferment les minerais, les fumées et les produits plumbeux ; il y a toujours une perte pendant le grillage, et surtout pendant le chargement et les premiers moments du brassage ; une certaine quantité de matières fines est entraînée en dehors des fours, le tirage n'étant pas tout à fait arrêté, même quand les ouvriers ont soin de pousser complètement les registres. Comme il serait extrêmement difficile de choisir des prises d'essais qui représentent avec une approximation suffisante la teneur moyenne des minerais agglomérés, on n'en fait aucun essai, et la perte au grillage se trouve confondue avec celles, bien plus considérables, auxquelles donne lieu la réduction dans les fours à manche.

Pour ces motifs j'admets que les 520 tonnes de minerais grillés contiennent 278 tonnes de plomb et 1,148 kilogrammes d'argent, soit, par tonne de minerais grillés, 0<sup>t</sup>,535 de plomb et 2<sup>k</sup>,207 d'argent.

Les dépenses principales faites pour le grillage et l'agglomération sont les suivantes :

|                                        |                               |                 |
|----------------------------------------|-------------------------------|-----------------|
| Main-d'œuvre....                       | 1,197 jours à 2 fr. 25 c..... | 2,695 fr. 35 c. |
| Houille.....                           | 216 tonnes à 29 00 .....      | 6,264 00        |
| Outils, réparations, frais divers..... |                               | 600 00          |

Frais spéciaux du grillage..... 9,557 fr. 25 c.

Soit par tonne de minerais sortant du triage et de la préparation mécanique :

## 590 TRAITEMENT DES MINERAIS DE PLOMB ARGENTIFÈRES

|                                                 |            |              |
|-------------------------------------------------|------------|--------------|
| Main-d'œuvre.....                               | 1,995..... | 4fr. 49 c.   |
| Houille.....                                    | 0,560..... | 10 44        |
| Outils, réparations, frais divers.....          | 1 00       |              |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais. |            | 15 fr. 93 c. |

SECONDE OPÉRATION. — FONTE AU FOUR A MANCHE. — La réduction des minerais grillés est produite dans les fours à manche presque exclusivement par le combustible; on ajoute bien un peu de minerai de fer dans les lits de fusion, mais il agit principalement comme fondant; les fours sont trop peu élevés, la fonte est conduite trop rapidement pour qu'une partie du fer soit amenée à l'état métallique; le sulfate de baryte agit en partie comme réductif, mais aussi comme fondant. Du reste, pour les réactions chimiques, je dois renvoyer le lecteur au second chapitre, dans lequel j'ai donné tous les détails nécessaires. Les campagnes des fours à manche sont très-courtes, leur durée varie entre 8 et 13 jours; elles sont quelquefois interrompues par la rupture du nez, ou par des engorgements qui proviennent d'un défaut de soins dans le chargement; ces accidents deviennent moins fréquents et les campagnes plus régulières à mesure que les ouvriers se familiarisent davantage avec le nouveau mode de traitement, introduit depuis peu à Vialas. Je donnerai la description d'une seule campagne dont les résultats me paraissent se rapprocher de la moyenne de l'année entière.

*Lits de fusion.* — La composition moyenne des lits de fusion est la suivante :

|                                      |       |
|--------------------------------------|-------|
| Minerais grillés et agglomérés.....  | 1,000 |
| Sulfate de baryte .....              | 40    |
| Minerais de fer <sup>1</sup> .....   | 55    |
| Abstrichs et fonds de coupelles..... | 170   |
| Scories de l'opération.....          | 400   |
| Poids d'un lit de fusion.....        | 1,645 |

<sup>1</sup> Le minerai de fer employé est du fer carbonaté de Palmesulade ou de



Les abstrichs et les fonds de coupelles sont des matières plombeuses, qui ne peuvent être traitées économiquement que dans cette opération ; les scories, le sulfate de baryte et les minerais de fer doivent seuls être considérés comme fondants ou réactifs ; ils entrent dans les lits de fusion dans la proportion de 47,50 pour 100 de minerais grillés.

Ces diverses matières sont étalées par lits peu épais sur le sol de l'usine, à proximité du four à manche ; les ouvriers viennent les charger à la pelle dans des bâches en bois, dont ils jettent le contenu par-dessus la poitrine, en montant sur la brasque de l'avant-creuset.

*Description d'une campagne.* — Le four est ordinairement réparé plusieurs jours avant la mise en feu ; et d'ailleurs les fragments de micaschistes, qui servent à la construction de la chemise intérieure, ne se laissent pas pénétrer par l'eau du mortier qui les réunit, ils n'éclatent pas quand on les chauffe un peu rapidement. On peut donc en très-peu de temps, en 5 ou 6 heures, porter le bas du four jusqu'au rouge, et monter le niveau du combustible à environ 1 mètre au-dessus de la tuyère.

On met la buse en place et on commence à lancer un peu de vent ; en même temps on charge des scories contre la warme, et, quand elles arrivent fondues devant la tuyère, on cherche à former le nez ; on n'y parvient en général qu'après 4 ou 5 heures ; pendant ce temps on a rempli presque complètement le four de coke et de scories ; on peut, dès que le nez a la longueur convenable, de 0<sup>m</sup>,15 à 0<sup>m</sup>,20, charger les proportions nor-

Comberedonde ; il est soumis sur place à deux grillages successifs en grands tas, et ensuite envoyé à Vialas. Il est en morceaux très-poreux et contient au moins 60 pour 100 de peroxyde de fer ; sa gangue est quartzense.

males de coke et de lits de fusion, le premier contre la poitrine, les autres contre la warme.

Les scories, chargées d'abord seules, servent à échauffer le creuset et l'avant-creuset; elles coulent par-dessus la brasque, en avant de la poitrine, jusqu'au moment de la première coulée, qui a lieu 12 heures après la mise en feu. A mesure que le four devient plus chaud, on augmente la quantité de vent lancé par minute jusqu'à 7 et même 8 kilogrammes; les charges de lits de fusion se succèdent à des intervalles de plus en plus rapprochés; la proportion de coke nécessaire pour maintenir les scories bien fluides diminue progressivement.

Tant que le nez peut être conservé en bon état, le gueulard est parfaitement obscur; les ouvriers doivent charger les matières des lits de fusion ou le coke quand le vent se fait jour au gueulard en donnant un jet de flamme rougeâtre. Les coulées sont faites à des intervalles assez variables; dans les premiers jours de la campagne, deux coulées par poste de 8 heures suffisent. ordinairement; à partir du quatrième jour, on en fait souvent trois; du huitième jour jusqu'à la fin de la campagne, il faut en faire quatre par poste, soit 12 en 24 heures. L'avant-creuset est bouché avec des scories et du menu coke mouillé, formant une plaque épaisse sous laquelle les scories se frayent aisément un passage; il ne se forme pas habituellement d'engorgement dans cette partie du four; les ouvriers n'ont que rarement besoin de toucher à l'avant-creuset, qui est bien préservé du refroidissement, et reste constamment assez chaud pour que les scories puissent conserver toute leur fluidité. Les scories sont pauvres et ne rendent pas à l'essai plus de 2 pour 100 de plomb.

Au contraire, quand le nez est percé, ou détruit partiellement ou en totalité par une descente irrégulière

des charges, le gueulard ne peut plus être maintenu suffisamment obscur, l'avant-creuset se refroidit, et si l'on ne parvient pas à reformer rapidement un nez convenable, il faut mettre hors feu. Les accidents au nez arrivent presque toujours à la suite d'une inattention des ouvriers; après avoir négligé de charger en temps utile, ils jettent d'une seule fois dans le four un poids considérable de matières, au lieu de ramener peu à peu le niveau des charges au gueulard. Quand la surveillance du contre-maitre est incessante le nez se conserve assez facilement pendant 12 jours, quelquefois même pendant un temps plus long; dans ce cas, la fin de la campagne est déterminée par l'état du four, dont les parois sont rongées progressivement au-dessus de la tuyère; on doit mettre hors feu quand le vide intérieur devient trop grand et prend une forme trop irrégulière.

Pour la mise hors feu on laisse descendre le niveau des charges en passant des scories seules (avec une proportion très-faible, 10 pour 100, de coke), pendant 5 ou 6 heures.

A chaque coulée, on obtient dans le bassin extérieur : du plomb d'œuvre, quelquefois un peu de matte, et des scories; l'ouvrier doit avoir soin de boucher le trou de coulée avec un tampon d'argile dès que tout le plomb est sorti, et de laisser une certaine quantité de scories dans le creuset. Les scories qui recouvrent le plomb dans le bassin n'ont qu'une faible épaisseur, et sont promptement solidifiées; on les enlève d'une seule pièce, et on les met à part pour les repasser dans les lits de fusion; elles contiennent toujours des grenailles, tandis que celles qui coulent par-dessus la brasque de l'avant-creuset n'en renferment presque jamais.

La matte, quand il s'en produit, forme au-dessus du plomb une couche très-mince, qui ne résiste pas à l'enlèvement de la croûte de scories solidifiées; une partie

se trouve attachée aux scories, le reste est écumé avec les crasses au moment où on procède au moulage du métal dans les lingotières. La matte ainsi obtenue est passée dans les fours de grillage avec les minerais, et sans être pesée ; celle qui est adhérente aux scories est mise avec elles dans les lûs de fusion.

Le plomb d'œuvre est moulé dans des lingotières en fonte en saumons, dont le poids varie entre 43 et 45 kilogrammes ; il est très-pur et contient certainement moins de 1 pour 100 de corps étrangers, soufre, arsenic et cuivre ; sa teneur en argent est en moyenne de 455 à 460 grammes aux 100 kilogrammes.

*Personnel.* — Les ouvriers travaillent au four par poste de 8 heures ; chaque poste comprend : 1 fondeur ; un nombre d'aides et de manœuvres variable avec la rapidité de la fonte. Dans les premiers jours de la campagne on passe de 3 à 5 tonnes de minerais grillés en 24 heures, il suffit de 1 aide et de 1 manœuvre pour la préparation des lits, pour le chargement, le transport des lingots au four de coupelle, etc. A la fin de la campagne on passe en 24 heures jusqu'à 8 tonnes de minerais, soit 13,160 de lits de fusion ; il faut 1 aide et 3 manœuvres. Il faut donc pour un four à manche : 3 fondeurs, 3 aides, et de 3 à 9 manœuvres, soit de 9 à 15 ouvriers. Les hommes sont payés à la journée, mais ils reçoivent des primes qui peuvent augmenter notablement leur salaire, quand les résultats de la campagne sont satisfaisants. On leur accorde des primes séparées pour la quantité de plomb produit, pour la durée de la campagne, pour le poids des minerais grillés fondus, et pour l'économie du combustible.

Avec les salaires fixes et les primes, les ouvriers peuvent gagner : les fondeurs, 3 francs ; les aides, 2 fr. 50 c. ; les manœuvres, 2 fr. 25 c. et 2 francs.

Le transport des scories à la place de dépôt auprès du torrent est fait par un manœuvre payé seulement 1 fr. 60 c. par jour.

*Résultats d'une campagne.* — La campagne que je prends pour exemple a duré 11 jours, depuis la mise en feu jusqu'au moment où le vent a été arrêté; on a chargé les lits de fusion seulement pendant 10 jours et 12 heures. Pendant ce temps on a fondu :

|                         |                    |           |                     |             |                       |        |
|-------------------------|--------------------|-----------|---------------------|-------------|-----------------------|--------|
| Minerais grillés.....   | 55 t.,             | contenant | 28 <sup>k</sup> ,87 | de plomb et | 121 <sup>k</sup> ,385 | d'arg. |
| Abstrichs.....          | 3 <sup>k</sup> ,37 | —         | 2,02                | —           | 0,170                 | —      |
| Fonds de coupelles. . . | 5,57               | —         | 2,78                | —           | 0,865                 | —      |
| Scories de l'opération. | 22,00              | —         | 0,66                | —           | »                     |        |
| Sulfate de baryte.....  | 2,25               | —         | »                   |             | »                     |        |
| Minerais de fer.....    | 2,00               | —         | »                   |             | »                     |        |

Poids des mat. fondues. 90<sup>k</sup>,19 contenant 34<sup>k</sup>,53 de plomb et 122<sup>k</sup>,420 d'arg.

On a produit 25<sup>k</sup>,50 de plomb, rendant à l'essai 460 grammes d'argent aux 100 kilogrammes, et contenant par conséquent 117<sup>k</sup>,50 d'argent. On a obtenu, de plus, des scories, dont une grande partie a été jetée, et le reste conservé pour la campagne suivante; on peut admettre que ces dernières compensent à peu près, pour le plomb contenu, celles qui ont été passées dans les lits de fusion; par conséquent la perte apparente a été de 8<sup>k</sup>,53 de plomb et de 5<sup>k</sup>,12 d'argent. La perte réelle a été un peu moins forte, parce qu'il s'est déposé des fumées riches en plomb et en argent dans l'appareil de condensation<sup>1</sup>.

En ne tenant pas compte des fumées, on voit que la perte a été de 24 pour 100 pour le plomb, et de 4.20 pour 100 pour l'argent, du poids des deux métaux indi-

<sup>1</sup> Les fumées rendent à l'essai 40 pour 100 de plomb et 40 grammes d'argent; mais ces nombres se rapportent à la moyenne de toutes les fumées recueillies; il est impossible de connaître exactement la richesse de celles qui proviennent des fours à manche.

qués pour les essais. Ces nombres se rapportent, comme je l'ai dit précédemment, aux deux opérations, grillage et réduction.

On a brûlé pour la mise en feu, pour la fonte et pour la mise hors feu, 14<sup>1</sup>,90 de coke, soit 27 pour 100 des minerais grillés et 16,50 pour 100 de matières fondues. On a payé, pour 132 journées d'ouvriers, 324 francs <sup>1</sup>.

*Considérations économiques.* — Dans l'année entière, on fond : 520 tonnes de minerais grillés; 22 tonnes d'abstrichs et de litharges; 32<sup>1</sup>,50 de fonds de coupelles, avec 22 tonnes de sulfate de baryte, 19 tonnes de minerais de fer, et des scories de l'opération. Les matières plumbeuses fondues contiennent, d'après les essais, 294<sup>1</sup>,42 de plomb et 1,156<sup>1</sup>,60 d'argent.

On produit 253 tonnes de plomb d'œuvre, tenant en moyenne 450 grammes d'argent aux 100 kilogrammes, contenant 1,138<sup>1</sup>,50 d'argent. La perte faite dans les deux premières opérations est donc de 41<sup>1</sup>,42 de plomb et de 18<sup>1</sup>,10 d'argent; les rapports de ces pertes aux poids des deux métaux accusés par les essais sont : 14 pour 100 pour le plomb et 1,60 pour l'argent. La dif-

<sup>1</sup> La campagne dont j'ai donné les résultats n'est pas la plus favorable de celles qui ont été faites à Vialas depuis l'introduction de la méthode actuelle; je vais donner à titre de renseignement les nombres relatifs à une campagne de 12 jours, du 27 novembre au 8 décembre 1859, et pendant laquelle on a fondu :

|                               |                       |
|-------------------------------|-----------------------|
| Minerais grillés.....         | 82 <sup>1</sup> ,100  |
| Scories du traitement.....    | 40,850                |
| Sulfate de baryte.....        | 2,400                 |
| Minerais de fer calcinés..... | 4,080                 |
| Poids des matières fondues... | 129 <sup>1</sup> ,440 |

On a brûlé : coke, 17<sup>1</sup>,040, soit 20 pour 100 de minerais grillés, et 13 pour 100 de matières fondues.

On a obtenu 29<sup>1</sup>,720 de plomb d'œuvre, soit 36 de plomb pour 100 de minerais grillés.

férence entre ces deux rapports doit provenir, d'abord de ce que l'argent est volatilisé dans les fours à manche en proportion moins grande que le plomb, mais surtout de ce que les essais par voie sèche déterminent avec fort peu d'exactitude la quantité d'argent contenue dans les minerais et dans les matières diverses.

Les 520 tonnes de minerais grillés sont fondues en 11 campagnes, pendant lesquelles on consomme :

|                                        |                             |                |
|----------------------------------------|-----------------------------|----------------|
| Main-d'œuvre....                       | 1,325 jours à 2 fr. 453.... | 3,250 francs.  |
| Coke.....                              | 141 tonnes à 45 — 000....   | 6,345          |
| Minerais de fer...                     | 19 — à 40 — 000....         | 760            |
| Sulfate de baryte..                    | 22 — à 5 — 000....          | 110            |
| Outils, réparations, frais divers..... |                             | 2,200          |
| Frais spéciaux.....                    |                             | 12,665 francs. |

Le sulfate de baryte est produit en abondance par les mines de Vialas; il ne coûte même pas à l'usine 5 francs par tonne; les frais divers sont portés à 2,200 francs, parce qu'ils comprennent les réparations des fours et la confection de la brasque pour les creusets et les bassins.

Rapportés à 1 tonne de minerais sortant des ateliers de triage et de préparation mécanique, les frais spéciaux sont les suivants :

|                                                 |            |            |
|-------------------------------------------------|------------|------------|
| Main-d'œuvre.....                               | 2,21.....  | 5 fr. 417  |
| Coke.....                                       | 0,255..... | 10 575     |
| Minerais de fer.....                            | 0,052..... | 1 266      |
| Sulfate de baryte.....                          | 0,057..... | 0 183      |
| Frais divers.....                               | 3          | 666        |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais. |            | 21 fr. 107 |

On produit, pour 1 tonne de minerais, 0,438 de plomb d'œuvre, contenant 1,897 d'argent.

## 598 TRAITEMENT DES MINÉRAIS DE PLOMB ARGENTIFÈRES

On perd 0<sup>e</sup>,069 de plomb et 0<sup>e</sup>,061 d'argent dans les deux premières opérations; la valeur perdue est de 48 francs.

Résumé  
partiel.

Avant de décrire la coupellation, je vais présenter le résumé des frais spéciaux du grillage et de la réduction; ce résumé me paraît utile pour la comparaison des méthodes appliquées dans diverses usines au traitement des minerais de plomb.

Le grillage et la fonte au four à manche de 600 tonnes de minerais exigent les dépenses suivantes :

|                     |                  |                  |
|---------------------|------------------|------------------|
| Main-d'œuvre.....   | 2,522 jours..... | 5,943 fr. 25 c.  |
| Houille.....        | 216 tonnes.....  | 6,264 00         |
| Coke.....           | 141 — .....      | 6,345 00         |
| Réactifs.....       | 41 — .....       | 870 00           |
| Frais divers.....   |                  | 2,800 00         |
| Frais spéciaux..... |                  | 22,222 fr. 25 c. |

Soit par tonne de minerais :

|                   |                          |           |
|-------------------|--------------------------|-----------|
| Main-d'œuvre..... | 4,207.....               | 9 fr. 905 |
| Combustibles..... | 0 <sup>e</sup> ,595..... | 24 015    |
| Réactifs.....     | 0,070.....               | 4 450     |
| Frais divers..... |                          | 4 666     |

Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais. 37 fr. 036

Pour évaluer approximativement les pertes relatives au traitement des minerais seuls, il faut tenir compte des métaux contenus dans les matières plumbeuses de la coupellation qui sont passées dans les lits de fusion. Pour 600 tonnes de minerais, les pertes sont de 35<sup>e</sup>,55 de plomb et de 17<sup>e</sup>,64 d'argent, ce qui donne pour 1 tonne de minerais :

Plomb perdu... 0<sup>e</sup>,059.      Argent perdu... 0<sup>e</sup>,0298

Leur valeur est de 56 fr. 10 c. ; elle est à peu près égale



aux frais spéciaux du traitement. Je pense qu'il sera possible d'apporter à la méthode de Vialas des améliorations notables, dirigées surtout vers le but de diminuer les pertes et les consommations ; cependant, vu les conditions défavorables dans lesquelles l'usine est placée, il me parait difficile d'abaisser beaucoup les frais de traitement.

**TROISIÈME OPÉRATION. — COUPELLATION.** — La coupellation ne diffère que par un petit nombre de détails de l'opération analogue faite dans le Harz, et je n'ai pas besoin de m'arrêter à sa description. J'indiquerai brièvement de quelle manière elle est conduite, je n'insisterai que sur les consommations et sur les produits obtenus.

La coupelle est faite avec un mélange en parties égales de marne et de vieilles coupelles ; ces deux matières, pulvérisées séparément, sont mélangées à sec, imbibées d'environ 10 pour 100 d'eau ; le mélange est retourné à deux reprises jusqu'à ce que le degré d'humidité soit devenu le même dans toute la masse. La terre de coupelle ainsi préparée est battue dans le four avec des pilons en bois jusqu'à ce que les pilons cessent de marquer à la surface ; au centre du four, l'épaisseur de la terre est de 0<sup>m</sup>,16 ; elle est de 0<sup>m</sup>,10 vers les bords, et c'est la partie à laquelle il importe le plus de donner de la consistance par le battage.

Le chargement du plomb commence dès que la coupelle est terminée ; on ne trouve aucun avantage à la laisser sécher pendant un jour, comme dans le Harz. On étend sur la sole une couche de paille destinée à préserver la surface pendant que les ouvriers arrangent les saumons. On charge ordinairement 10 tonnes de plomb d'œuvre, après avoir enlevé sur chaque lingot quelques grammes de plomb. Le mélange de ces prises d'essais

sert à déterminer au laboratoire la teneur moyenne en argent, ce qui donne un contrôle très-utile du résultat de l'opération.

Dès que les 10 tonnes sont chargées, le chapeau est mis en place, l'ouverture de chargement est bouchée par un mur en briques, et tous les joints sont lutés avec de l'argile. On allume le four avec des copeaux et des menus bois ; on chauffe ensuite avec un mélange de houille grasse et de houille maigre, et on pousse le feu de manière à fondre la charge en 7 ou 8 heures. La période de formation des abstrichs et des litharges sales dure ensuite de 5 à 6 heures ; elle est plus ou moins longue, suivant les soins apportés au battage de la coupelle, dont les bords sont un peu rongés par l'oxyde de plomb ; le plomb est très-pur et ne donnerait par lui-même qu'un poids très-faible d'abstrichs.

La buse est mise en place dès que les litharges deviennent un peu propres ; le vent est réglé de telle manière que les fumées plombeuses ne sortent qu'en petite quantité par la porte de travail. L'action oxydante du vent est beaucoup moins énergique, et surtout moins rapide, que dans les fours chauffés avec des fagots, parce que les flammes qui arrivent du foyer ne sont jamais très-oxydantes ; elles deviennent même réductives toutes les fois qu'on pousse de la houille de la trémie sur la grille ; une partie de l'air lancé par la buse est employée à brûler, au moins par moments, les gaz oxydables qui viennent du foyer. Les litharges sont conduites par une rainure pratiquée dans le bord de la coupelle sur le plan incliné extérieur ; elles sont jaunes ou rouges, suivant la rapidité du refroidissement, comme je l'ai expliqué dans le second chapitre. Quand elles coulent rapidement jusque sur le devant du plan incliné, elles se refroidissent brusquement et sont jaunes ; quand elles sont

maintenues à moitié pâteuses dans l'embrasure même de la porte de travail, elles sont presque entièrement rouges et en paillettes après refroidissement. Les litharges marchandes se produisent pendant quarante-huit et même cinquante heures, c'est-à-dire très-lentement; elles contiennent peu de grenailles, et ne rendent pas à l'essai plus de 5 à 6 grammes d'argent pour 100 kilogrammes. Quand il ne reste plus que 500 kilogrammes environ de métal, l'ouvrier ne peut plus éviter l'entraînement des grenailles par les litharges; il ne distingue plus nettement le bord des matières fondues, parce que les flammes sont toujours un peu obscurcies par la fumée; les litharges qui coulent jusqu'au moment de l'éclair sont assez riches en argent; elles sont passées directement dans la fonte au four à manche, ou mélangées avec les minerais pour le grillage, suivant leur état d'agglomération. On peut quelquefois se procurer des vieux bois ou des fagots en quantité suffisante pour chauffer le four pendant les dernières heures de l'opération; dans ce cas, il faut remplacer la houille par le combustible végétal, à partir du moment où les litharges vont devenir un peu plus riches en argent; les flammes deviennent aussitôt brillantes, et l'ouvrier, distinguant plus nettement les bords des matières en fusion, peut faire sortir du four 200 et même 300 kilogrammes de litharges assez pauvres pour être vendues; il n'a besoin de mettre à part que 300 ou 200 kilogrammes de litharges riches.

L'éclair n'est bien net que dans les coupellations terminées au bois; il passe souvent inaperçu quand on chauffe avec de la houille jusqu'à la fin de l'opération. Quand il a eu lieu, on arrête le vent et on laisse la température s'abaisser jusqu'au moment où l'argent commence à se solidifier; il faut alors lancer un peu d'eau sur la plaque pour hâter son refroidissement, et la re-

tirer du four dès qu'elle est entièrement solide. On la bat au marteau pour enlever les écailles de litharges ou les fragments de la sole qui lui sont adhérents ; on la pèse et on la porte au magasin, où elle reste jusqu'au moment du raffinage.

Quand le four est entièrement refroidi, on soulève le chapeau et on arrache la coupelle ; les parties imprégnées de litharges sont pesées et mises en dépôt, pour être ensuite passées dans les lits de fusion des fours à manche ; tout le reste est pulvérisé et sert à la confection de la coupelle pour l'opération suivante.

*Produits.* — Les principaux produits de la coupellation sont : l'argent brut ; les litharges marchandes ; les abstrichs ; les litharges riches et les litharges sales ; les fonds de coupelles, et les crasses ou balayures de l'atelier.

L'argent brut contient presque régulièrement 98 pour 100 d'argent fin ; il est très-pur et peut être facilement raffiné dans des creusets en plombagine, sans addition de nitre.

Les litharges marchandes contiennent de 5 à 7 dix-millièmes de cuivre et des traces de nickel ; on les divise en deux qualités au moyen d'un trommel incliné, dont la surface est formée de tôles percées de trous allongés, et qui est mis en mouvement par un homme agissant sur une manivelle. Le trommel est enfermé dans une caisse de bois, qui empêche les poussières d'incommoder les ouvriers ; les litharges, écrasées avec un pilon en bois, sont chargées par une trémie ; les grains et les paillettes sont reçus dans deux compartiments séparés, qui sont vidés quand les poussières sont entièrement tombées.

On a produit jusqu'à présent  $\frac{1}{3}$  de litharges rouges pour  $\frac{2}{3}$  de litharges jaunes ; il serait possible d'augmenter notablement la proportion des premières.

Les litharges sales et les litharges riches doivent être reçues sur le devant du plan incliné, afin que leur refroidissement soit rapide, et qu'elles soient assez fortement agglomérées pour passer au four à manche; quand elles sont obtenues en paillettes trop fines, il faut les mélanger avec les minerais pour le grillage. Les litharges riches rendent à l'essai de 10 à 20 grammes d'argent aux 100 kilogrammes; les autres ne contiennent pas plus de 4 à 5 grammes; elles peuvent être considérées comme contenant de 90 à 95 pour 100 de plomb.

Les abstrichs sont presque tous bien fondus, et leur coloration foncée est due principalement à l'oxyde de fer de la terre de coupelle; ils se forment en grande partie par l'action de l'oxyde de plomb sur les bords mal battus de la sole, et sont certainement des silicates basiques d'alumine, de chaux, d'oxyde de plomb et d'oxyde de fer. Ils retiennent quelques grenailles très-fines de plomb métallique, et rendent à l'essai de 60 à 70 pour 100 de plomb; leur teneur en argent est à peu près celle des litharges sales, de 2 à 5 grammes aux 100 kilogrammes.

Les fonds de coupelles sont riches en plomb, pauvres en argent; les essais indiquent en moyenne 50 pour 100 de plomb et 10 grammes d'argent aux 100 kilogrammes. Le poids qu'on obtient dans une coupellation dépend encore du soin apporté au battage de la sole; il varie de 800 à 1,200 kilogrammes, et s'élève même jusqu'à 1,400 kilogrammes, quand la sole est mal battue.

Les crasses et les balayures sont toujours en quantité très-notable; chaque fois que le niveau du plan incliné doit être abaissé, il faut enlever une certaine épaisseur de la terre, et la partie supérieure contient un peu de

litharges. Ces matières pulvérulentes sont trop hétérogènes pour qu'on puisse déterminer leur teneur en plomb ; elles sont passées au grillage avec les minerais, en même temps que les fumées.

La coupellation détermine la volatilisation d'un poids considérable de plomb ; une partie de l'oxyde est recueillie dans les canaux et dans les chambres de condensation ; mais il s'en perd certainement encore beaucoup, car les fumées qui sortent de la cheminée commune à tous les fours deviennent beaucoup plus lourdes, et bien plus abondantes, quand le four de coupelle est en activité. Dans l'intervalle des campagnes des fours à manche, et avant le commencement de la coupellation, on ne voit sortir de la cheminée que des vapeurs très-légères, qui ne paraissent contenir que peu de plomb ; elles deviennent blanches et lourdes dès qu'on allume le four de coupelle ou les fours à manche. Les différences d'aspect démontrent que pendant le grillage la volatilisation est très-faible, et qu'elle est, au contraire, considérable dans la coupellation et dans la réduction ; elles indiquent également que les canaux et les chambres ne suffisent pas pour la condensation ; on pourrait essayer de leur donner un développement plus grand, auquel la disposition du terrain se prête admirablement. Cependant, pour la condensation à peu près complète des métaux volatilisés, il faudrait installer des appareils beaucoup plus compliqués, dont les frais d'installation ne seraient pas en rapport avec la production actuelle de l'usine.

*Résultats d'une coupellation.* — Les opérations présentent maintenant assez de régularité pour que les résultats d'une seule coupellation représentent à peu près la moyenne de ceux obtenus dans l'année entière. La charge étant de 10 tonnes de plomb d'œuvre, tenant

450 grammes d'argent par 100 kilogrammes, on obtient :

Argent brut..... 46<sup>k</sup>,50 au titre de 980 millièmes.

|                   |       |                                                                  |    |   |    |   |   |
|-------------------|-------|------------------------------------------------------------------|----|---|----|---|---|
| Litharges rouges. | 21,70 | } contenant 93 p. 100 de plomb et 5 gram. d'arg. aux 100 kilogr. |    |   |    |   |   |
| Litharges jaunes. | 5,12  |                                                                  |    |   |    |   |   |
| Litharges sales.. | 0,24  | —                                                                | 90 | — | 5  | — | — |
| Litharges riches. | 0,35  | —                                                                | 93 | — | 15 | — | — |
| Abstrichs..       | 0,80  | —                                                                | 60 | — | 3  | — | — |
| Fonds de coupell. | 4,20  | —                                                                | 50 | — | 10 | — | — |

Ces produits contiennent 8<sup>t</sup>,889 de plomb et 46<sup>k</sup>,165 d'argent : on obtient donc plus d'argent que les essais en indiquent dans le plomb d'œuvre, ce qui est une preuve de la grande difficulté que présente le choix convenable de la prise d'essai ; il doit certainement y avoir une perte très-notable en argent dans le grand four de Vialas, puisque sur 10 tonnes de plomb on ne retire que 8<sup>t</sup>,889 de ce métal dans les produits divers. Une partie des métaux volatilisés doit se retrouver dans les canaux et dans les chambres de condensation, mais la quantité ne peut pas en être déterminée, parce que toutes les fumées sont mélangées.

La durée de la coupellation est de soixante-six heures; pendant ce temps, on brûle de 1<sup>t</sup>,90 à 2 tonnes de houille, soit de 19 à 20 de houille pour 100 de plomb coupellé.

*Personnel.* — La coupellation est surveillée par le contre-maitre de l'usine; le travail est fait par 3 fondeurs et 3 aides, qui travaillent par poste de huit heures; on compte pour une opération : 4 journées pour la préparation des terres et le battage de la coupelle; 16 journées pour la coupellation. Les ouvriers sont payés à la journée, mais ils reçoivent des primes nombreuses, qui peuvent presque doubler leurs salaires fixes, quand le travail est bien conduit; les primes sont séparées pour les litharges rouges et pour les litharges jaunes; elles va-

rient avec les prix de vente de ces deux qualités, suivant que l'une ou l'autre peut être vendue plus cher. On accorde aux ouvriers 20 pour 100 de houille, et on leur achète le combustible qu'ils parviennent à économiser.

La séparation et l'emballage des deux qualités de litharges dans des barils occupent au moins 3 journées d'ouvriers. Pour une opération entière, il ne faut donc pas moins de 25 journées, qui sont payées de 69 à 70 francs. Les chefs de postes peuvent gagner 3 fr. 50 c., les aides 3 francs, pour le travail fait pendant que le four est en feu ; pour la préparation de la sole, la séparation et l'emballage des litharges, les ouvriers reçoivent en moyenne 2 fr. 50 c. par poste.

*Résultats de l'année.* — Les 255 tonnes de plomb d'œuvre exigent 25 coupellations, faites pour la plupart sur 10 tonnes, et pour 3 seulement sur 11 tonnes. On produit :

|                        |                        |                                                                            |
|------------------------|------------------------|----------------------------------------------------------------------------|
| Argent brut. ....      | 1,166 <sup>k</sup> ,50 | au titre de 998 millièmes, contenant 1,143 <sup>k</sup> ,170 d'argent fin. |
| Litharges rouges. .... | 67 <sup>k</sup> ,50    | } contenant 184 tonnes de plomb.                                           |
| Litharges jaunes. .... | 150 <sup>k</sup> ,25   |                                                                            |

On obtient, en outre, des abstrichs, des litharges riches, des litharges sales, des fonds de coupelles, des balayures et des fumées, dont il ne faut pas tenir compte, puisqu'ils rentrent successivement dans le traitement, soit au grillage, soit aux fours à manche, dans les campagnes de l'année ou dans celles de l'année suivante ; il est cependant utile de présenter, mais seulement à titre de renseignement, les poids obtenus de ces produits secondaires.

Le traitement de 600 tonnes de minerais donne :

|                                           |            |
|-------------------------------------------|------------|
| Abstrichs, crasses et balayures. ....     | 22 tonnes. |
| Litharges riches et litharges sales. .... | 18         |
| Fonds de coupelles. ....                  | 33         |



Dans les canaux et dans les chambres de condensation, on recueille 25 tonnes de fumées, rendant à l'essai 40 pour 100 de plomb et 45 grammes d'argent aux 100 kilogrammes. La teneur en argent va en diminuant depuis les chambres de condensation jusqu'à la cheminée; les fumées recueillies contre les parois de la cheminée tiennent encore 15 grammes d'argent par 100 kilogrammes. Dans les fumées, le plomb est presque entièrement à l'état de sulfate; ce sel est produit évidemment par l'acide sulfureux que dégage le grillage des minerais. La présence du sulfate de plomb opposera de grandes difficultés à un traitement spécial des fumées.

*Considérations économiques.* — Les dépenses principales faites pour les 25 opérations sont :

|                                        |                        |               |
|----------------------------------------|------------------------|---------------|
| Main-d'œuvre.....                      | 575 jours.....         | 1,750 francs. |
| Houille.....                           | 51 tonnes à 29 francs. | 1,479         |
| Terre de coupelle.....                 | 39 — à 22 —            | 858           |
| Emballage des litharges.....           |                        | 2,600         |
| Outils, réparations, frais divers..... |                        | 500           |
| Frais spéciaux de la coupellation..... |                        | 7,187 francs. |

Soit par tonne de plomb d'œuvre :

|                                            |             |           |
|--------------------------------------------|-------------|-----------|
| Main-d'œuvre.....                          | 21,272..... | 6 fr. 916 |
| Houille.....                               | 0,20.....   | 5 800     |
| Terre de coupelle.....                     | 0,154.....  | 3 588     |
| Emballage des litharges, frais divers..... | 12          | 303       |

Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de plomb. 28 fr. 407

Ces frais sont bien plus élevés que ceux que j'ai donnés pour les usines précédemment décrites, mais cela tient à ce que, pour l'usine de Vialas, j'ai réuni aux frais de la coupellation proprement dite ceux qui sont relatifs à la séparation et à l'emballage des litharges; pour 1 tonne de plomb d'œuvre ils s'élèvent à 10 fr. 62 c.;

il ne reste donc que 18 francs environ pour les frais de coupellation.

Par tonne de plomb d'œuvre on obtient :

|                   |                     |                                                                |  |
|-------------------|---------------------|----------------------------------------------------------------|--|
| Argent brut.....  | 4k,640              | contenant 4k,518 d'argent fin.                                 |  |
| Litharges rouges. | 0 <sup>k</sup> ,267 | } 0 <sup>k</sup> ,782, contenant 0 <sup>k</sup> ,727 de plomb. |  |
| Litharges jaunes. | 0,515               |                                                                |  |

Rapportés à 1 tonne de minerais, les frais spéciaux de la coupellation sont :

|                                                 |                          |            |
|-------------------------------------------------|--------------------------|------------|
| Main-d'œuvre.....                               | 0 <sup>k</sup> ,958..... | 2 fr. 917  |
| Houille.....                                    | 0 <sup>k</sup> ,085..... | 2 465      |
| Terre de coupelle.....                          | 0,065.....               | 1 430      |
| Emballage des litharges, frais divers.....      |                          | 5 166      |
|                                                 |                          | <hr/>      |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais. |                          | 11 fr. 978 |

On retire de la tonne de minerais :

|                   |                      |                                                                 |  |
|-------------------|----------------------|-----------------------------------------------------------------|--|
| Argent brut.....  | 1k,944               | contenant 1k,905 d'argent fin.                                  |  |
| Litharges rouges. | 0 <sup>k</sup> ,1125 | } 0 <sup>k</sup> ,3296, contenant 0 <sup>k</sup> ,307 de plomb. |  |
| Litharges jaunes. | 0,2171               |                                                                 |  |

**RAFFINAGE DE L'ARGENT.** — L'argent brut est raffiné par simple fusion au contact de l'air, dans des creusets en plombagine, chauffés dans un four prismatique analogue à ceux qui, dans les laboratoires, servent à faire les essais de fer.

Le creuset est placé dans le four sur un fromage ; sur la grille on met une pelletée de charbon de bois enflammé, on emplit le four de coke, et dans le creuset on place de 22 à 24 kilogrammes d'argent brut, coupé en morceaux. Quand le métal est fondu, on laisse le four entièrement découvert, et on charge du combustible de manière que sa surface reste toujours au niveau des bords supérieurs du creuset. Le plomb s'oxyde lentement, la litharge produite forme une couche très-mince, pour ainsi dire un voile, à la surface du métal ;

on l'épaissit en projetant dans le creuset un peu de quartz pulvérisé, on enlève les crasses avec une petite cuiller en fer. Le raffinage est terminé quand la surface métallique reste parfaitement brillante; on sort alors le creuset du four et on coule le contenu dans une lingotière en fonte, préalablement chauffée.

L'opération est faite par un seul ouvrier, sous la direction de l'ingénieur, ou tout au moins en présence du contre-maître de l'usine.

La plaque donnée par une coupellation est ordinairement raffinée en deux parties, fondues successivement dans le même creuset; elle produit deux lingots qui sont immédiatement emballés dans une caisse et envoyés à Paris. L'argent raffiné est au titre de 999 millièmes, et ne retient que des traces de plomb; comme produit tout à fait secondaire on obtient des crasses ou écumages, toujours riches en argent; ils sont mis de côté et traités au laboratoire; l'argent obtenu est refondu avec l'argent brut de la coupellation.

Le raffinage de 1,166<sup>k</sup>,50 d'argent brut exige 50 fontes, et produit 1,143<sup>k</sup>,60 d'argent en lingots; on peut admettre que l'opération ne cause aucune perte appréciable.

*Considérations économiques.* — Les dépenses du raffinage sont les suivantes :

|                                  |                                |             |
|----------------------------------|--------------------------------|-------------|
| Main-d'œuvre.....                | 25 jours à 2 francs....        | 50 francs.  |
| Coke.....                        | 1 tonne à 45 — ....            | 45          |
| Charbon.....                     | 0 <sup>k</sup> ,100 à 8 — .... | 8           |
| Creusets.....                    | 14 à 6 — ....                  | 84          |
| Frais divers.....                |                                | 25          |
| Frais spéciaux du raffinage..... |                                | 212 francs. |

Soit par tonne de minerais :

|                                                 |                          |           |
|-------------------------------------------------|--------------------------|-----------|
| Main-d'œuvre.....                               | 0,041.....               | 0 fr. 082 |
| Coke et charbon.....                            | 0 <sup>k</sup> ,002..... | 0 090     |
| Creusets, frais divers.....                     | 0                        | 181       |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais. |                          | 0 fr. 353 |

De la tonne de minerais on retire donc en définitive :

|                       |                                  |               |
|-----------------------|----------------------------------|---------------|
| Argent raffiné.....   | 1k,905, dont la valeur est de... | 419 fr. 10 c. |
| Litharges marchandes. | 0,3296 —                         | ... 181 50    |
| Valeur produite.....  |                                  | 600 fr. 60 c. |

On perd, dans les diverses opérations du traitement, et pour 1 tonne de minerais :

Plomb..... 0,113, soit 26,90 pour 100 du plomb contenu ; sa valeur est de 56 fr. 50 c.

Pour l'argent, la perte n'est pas appréciable, mais il faut remarquer que les essais des minerais ne présentent pas une grande exactitude ; quoi qu'il en soit, d'après les nombres cités plus haut, la valeur perdue dans le traitement est seulement de 56 fr. 50 c.

RÉSUMÉ DES DÉPENSES. — Aux frais spéciaux des différentes opérations il faut ajouter les salaires du contre-maitre, du surveillant de nuit et du garde de nuit. Le contre-maitre reçoit 1,800 francs ; le surveillant, 600 francs ; le garde de nuit, 600 francs ; en outre, le contre-maitre et le surveillant participent aux primes accordées aux ouvriers. Il ne faut pas porter au compte du traitement métallurgique la totalité des sommes reçues par les trois employés ; le contre-maitre est occupé, pendant plusieurs mois de l'année, à des travaux différents de ceux de la fonderie ; le garde de nuit sert en même temps pour l'usine et pour les ateliers de préparation mécanique ; je ne porterai sous le titre de surveillance que 2,500 francs.

Les frais spéciaux de tout le traitement sont les suivants :

|                   |                  |                  |
|-------------------|------------------|------------------|
| Main-d'œuvre..... | 3,422 jours..... | 7,743 fr. 25 c.  |
| Houille.....      | 267 tonnes.....  | 7,743 00         |
| Coke.....         | 142,40.....      | 6,398 00         |
| A reporter.....   |                  | 21,884 fr. 25 c. |

|                      |                     |                  |
|----------------------|---------------------|------------------|
|                      | <i>Report</i> ..... | 21,884 fr. 25 c. |
| Réactifs.....        | 41,00.....          | 870 00           |
| Terre de coupelle... | 30,00.....          | 858 00           |
| Frais divers.....    |                     | 6,009 00         |
| Surveillance.....    |                     | 2,500 00         |

Frais spéciaux du traitement..... 32,121 fr. 25 c.

Soit par tonne de minerais :

|                        |             |            |
|------------------------|-------------|------------|
| Main-d'œuvre.....      | 51,206..... | 12 fr. 905 |
| Houille.....           | 0,445.....  | 12 905     |
| Coke.....              | 0,257.....  | 10 663     |
| Réactifs.....          | 0,069.....  | 1 450      |
| Terre de coupelle..... | 0,065.....  | 1 450      |
| Surveillance.....      |             | 4 253      |
| Frais divers.....      |             | 10 015     |

Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais. 53 fr. 601

La consommation de combustibles divers est de 68 pour 100; elle pourrait être notablement diminuée si la disposition du terrain, sur lequel l'usine est construite, permettait d'employer des réverbères à deux soles pour le grillage. La dépense en fondants et réactifs est à peu près insignifiante. La perte en argent est nulle; la perte en plomb est au contraire assez forte, elle est de 27 pour 100 du plomb contenu dans les minerais : cependant ces derniers ne rendant à l'essai que 42 pour 100, la perte ne doit pas être considérée comme relativement plus grande que celle accusée par d'autres usines, qui traitent des minerais plus riches. Sous le rapport des consommations et des pertes, la méthode de Vialas peut soutenir avec avantage la comparaison avec les divers procédés de traitement aux fours à tuyère, adoptés en Allemagne.

## § 2.

### Traitement des minerais de plomb et d'argent en Bretagne.

En Bretagne, comme dans la Lozère, les affleurements des filons sont nombreux dans les schistes micacés qui recouvrent le granit; on rencontre en plusieurs points

des indications évidentes d'exploitations anciennes. Des travaux considérables ont été faits à diverses époques à Pontpean, sur un gîte important de galène peu argentifère. Deux filons seulement sont exploités presque sans interruption depuis plus d'un siècle, et ont produit des quantités considérables de plomb et d'argent, ce sont ceux de Poullaouen et de Huelgoet, qui appartiennent à la même compagnie.

La mine de Poullaouen produit de la galène pauvre en argent, à la teneur de 50 à 55 grammes par 100 kilogrammes; elle contient un peu de blende et de pyrites; la gangue dominante est le carbonate de chaux, qu'il est facile de séparer à peu près complètement par la préparation mécanique. Les produits livrés à la fonderie rendent à l'essai, et en moyenne, 66 pour 100 de plomb, et 32 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

A Huelgoet, le filon renferme des minerais très-divers: au nord, il contient des terres rouges argentifères, présentant une grande analogie avec les minerais d'argent du Mexique et de l'Amérique du Sud. Vers le milieu de la partie exploitée, la galène remplace les terres rouges, sinon complètement, du moins en grande partie; vers le sud, la blende est la matière minérale la plus abondante. L'exploitation du filon de Huelgoet est concentrée depuis plusieurs années dans la partie du filon qui renferme les terres rouges; elles sont maintenant à peu près le seul produit extrait de la mine. Elles sont très-variables de composition et de richesse, et contiennent, en général; du sable quartzéux, de l'argile parfois très-ferrugineuse, et diverses espèces minérales de l'argent; du chlorure, du bromure, du sulfure et de l'argent natif. Dans certaines zones du filon les terres rouges sont mélangées avec des sulfures métalliques, de la blende, de la pyrite et de la galène. Leur teneur en ar-

gent, déterminée sur des échantillons séparés, offre les plus grandes variations, depuis quelques grammes jusqu'à 2,000 grammes, et même davantage, par 100 kilogrammes. On rencontre par places des veinules peu continues de chlorure d'argent presque pur, et des filaments appréciables d'argent natif.

Les parties très-riches en argent sont séparées avec grand soin, tout le reste passe à la préparation mécanique; l'enrichissement ne peut pas être poussé très-loin, parce que les minéraux de l'argent, en particules très-fines, sont entraînés par l'eau avec une extrême facilité; on peut seulement arriver à diviser les minerais en deux catégories : les minerais riches et siliceux; les boues les plus fines, pauvres en argent et contenant beaucoup d'argile et d'oxyde de fer. Les premiers rendent, en moyenne, 200 grammes, et les seconds 50 grammes par 100 kilogrammes; il est certain que cette séparation occasionne une perte considérable en argent, mais l'importance de la perte n'a pas encore été déterminée.

La production des deux mines n'est pas très-régulière, et l'usine de Poullaouen traite souvent, outre les produits des deux exploitations, des galènes plus ou moins riches en argent, achetées dans divers pays. La quantité absolue de minerais traités n'a aucune influence sur la méthode suivie à Huelgoet et à Poullaouen, ni sur les frais spéciaux du traitement; pour cette raison je ne crois pas utile de donner les chiffres exacts de la production pour un certain nombre d'années; je décrirai le traitement métallurgique en admettant que les usines reçoivent dans une année :

1,000 tonnes de galène de Poullaouen, à la teneur indiquée précédemment;

800 tonnes de terres rouges pauvres, à la teneur moyenne de 50 grammes;

400 tonnes de terres siliceuses, rendant en moyenne 200 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

Les terres rouges proprement dites sont mélangées avec des pyrites grillées et des schlichs plumbeux de Huelgoet ; c'est ce mélange qui est désigné sous le nom de *terres siliceuses* ; il contient un peu de galène.

Les 400 tonnes de terres siliceuses renferment environ 27 tonnes de plomb.

Ces minerais divers contiennent, d'après les essais, 687 tonnes de plomb et 1,520 kilogrammes d'argent ; les quantités indiquées ne s'écartent pas beaucoup de celles réellement traitées à diverses époques dans les deux usines de Poullaouen et de Huelgoet.

*Conditions locales.* — Les usines sont placées dans des conditions assez favorables, au moins sous le rapport des combustibles végétaux, des matériaux réfractaires, de la force motrice et de la main-d'œuvre. La compagnie possède dans le pays des vastes forêts, qui lui fournissent ou lui permettent d'acheter à des prix très-modérés le bois, les fagots et le charbon de bois. Le bois ne coûte pas plus de 7 francs la tonne ; le charbon revient à 50 francs ; les fagots sont payés 42 francs le mille, et les bottes de genêts pour la coupellation 27 francs le mille.

Les combustibles minéraux sont au contraire très-chers ; ils viennent d'Angleterre et supportent des frais de transport considérables et des droits d'entrée.

Les souffleries et les autres appareils sont mis en mouvement par des roues hydrauliques, pour lesquelles l'eau motrice est en quantité suffisante, même pendant l'été.

Tous les fours sont construits en granit tendre ; cette pierre résiste parfaitement aux températures élevées et n'éclate pas au feu ; elle est assez facile à tailler et son prix de revient est très-modéré. Le granit sert également pour les constructions de toute nature ; on n'a be-



soin d'employer les briques réfractaires que pour la poitrine des fours à manche et pour la voûte mobile du four de coupelle.

Le fer, pour les outils et les armatures, coûte 300 francs par tonne ; la fonte, utilisée sous la forme de larges taques, pour le bas de la poitrine des fours à manche, ou en plaques pour maintenir la brasque des avant-creusets, revient à 180 et même à 200 francs. On se sert en outre de ferraille ou de vieille fonte comme réactif dans les lits de fusion des fours à manche ; leur prix de revient est assez faible et dépasse rarement 150 francs par tonne.

La craie, employée comme fondant pour les gangues siliceuses des terres rouges, revient à 12 francs. Les coupelles sont faites avec un mélange d'argile de Montereau et de calcaire madréporique, nommé *merle*, dragué sur les bords de la mer ; il coûte environ 12 francs la tonne, rendu à l'usine.

Les ouvriers sont tous des habitants du pays ; ils sont habitués aux opérations métallurgiques, et se contentent de salaires peu élevés : les manœuvres gagnent 0 fr. 75 c. par jour ; les fondeurs et les ouvriers spéciaux reçoivent de 1 fr. 50 c. à 2 fr. 50 c. ; le chef coupelleur seul est payé beaucoup plus cher, en raison de sa grande habileté.

Les minerais sont traités dans deux usines :

A Huelgoet on soumet à l'amalgamation les terres rouges les plus fines et les plus pauvres en argent ; on en retire comme seul produit de l'argent impur, qui est transporté à Poullaouen, et passé dans les coupellations vers la fin de la période de production des litharges riches.

A Poullaouen on traite au réverbère les galènes riches en plomb, pauvres en argent ; on obtient du plomb d'œuvre et des crasses plumbeuses ; ces dernières sont fondues dans de grands fours à manche avec tous les produits oxydés donnés par la coupellation, et avec

Exposé  
de la  
méthode.

les terres siliceuses riches en argent de Huelgoet.

Les plombs d'œuvre obtenus au réverbère et au four à manche sont coupellés. Les produits définitifs sont : l'argent en lingots et les litharges marchandes, jaunes et rouges.

USINE DE POULLAOUEN. — La série des opérations faites à Poullaouen est la suivante :

*Première opération.* — Les minerais de plomb sont traités par réactions dans un grand four à réverbère, chauffé en partie avec du bois, en partie avec de la houille; le travail est conduit à peu près comme dans les réverbères anglais; il se compose de périodes successives de grillages et de réactions, et se termine par un ressuage à haute température; l'opération donne deux produits principaux : le plomb d'œuvre et des crasses riches en plomb<sup>1</sup>.

*Seconde opération.* — On fond au four à manche : les crasses des réverbères, les terres rouges de Huelgoet, les mattes produites dans l'opération elle-même et préalablement grillées, les produits plombeux de la coupellation, les débris de fours, les fumées, les cadmies, etc.; on ajoute, comme fondants, de la craie et des scories de l'opération; on passe en outre une petite quantité de ferraille ou de fonte dans les lits de fusion. On obtient trois produits principaux : du plomb d'œuvre, des mattes et des scories. Les mattes sont grillées dans un petit four à réverbère, et repassées dans la fonte elle-même; les scories sont divisées en deux parties : celles qui contiennent des grenailles sont réservées pour les lits de fusion; les autres sont jetées.

<sup>1</sup> On a traité autrefois avec succès par la méthode viennoise des galènes riches en plomb, mais à gangue quartzreuse, qui n'auraient pas pu se prêter au traitement par réactions, comme les minerais ordinaires de Poullaouen, dont la gangue est calcaire.

*Troisième opération.* — Les plombs d'œuvre sont coupillés dans un four à sole circulaire, à voûte mobile, un peu moins grand que celui de Vialas, et chauffé avec des bottes de genêts, qui produisent une flamme très-claire et très-oxydante. L'opération est terminée en très-peu de temps ; elle donne du reste les produits ordinaires : l'argent brut, des litharges marchandes, des abzugs, des abstrichs, des litharges sales, des litharges riches et des fonds de coupelles.

On passe au four de coupelle, à diverses périodes de l'opération, des terres siliceuses de Huelgoet, contenant plus de 2 pour 100 d'argent, et l'argent brut donné par l'amalgamation.

Les terres siliceuses sont ajoutées pendant la période des litharges marchandes, quand l'oxyde de plomb est en quantité suffisante pour décomposer rapidement le chlorure d'argent ; ce métal se dissout presque en entier dans le plomb, tandis que la gangue siliceuse est scoriifiée ; la coupellation n'est presque pas ralentie par cette addition de terres rouges, mais la production des litharges marchandes est interrompue jusqu'à ce que les silicates produits soient sortis du four. Les morceaux d'argent brut de Huelgoet sont toujours passés à la fin des coupellations, parce qu'ils enrichissent beaucoup le bain, et qu'on ne peut plus considérer comme marchandes les litharges qui se produisent après leur addition.

*Quatrième opération.* — L'argent brut est raffiné par fusion dans une petite coupelle en os calcinés, chauffée dans un réverbère à deux soles ; la plus élevée sert à chauffer l'argent avant l'opération ; on obtient des crasses, des fonds de coupelles et de l'argent raffiné ; ce dernier produit est coulé dans des lingotières de fonte, préalablement chauffées ; les crasses et les fonds de coupelles sont passés dans la fonte au four à manche.

**USINE DE HUELGOET.** — Les terres rouges pauvres en argent, obtenues à la préparation mécanique de Huelgoet, sont amalgamées par une méthode qui se rapproche beaucoup des procédés suivis dans l'Amérique du Sud, mais pour laquelle les appareils employés sont analogues à ceux dont on se servait autrefois à Freyberg. L'amalgamation a été introduite à Huelgoet par M. Yuncker, alors directeur des mines et des usines de la compagnie de Poullaouen; elle a subi plusieurs modifications importantes, commandées par des variations dans la nature des minerais et dans l'état chimique de l'argent; maintenant elle comprend les opérations suivantes :

*Première opération. — Calcination.* — Les terres rouges, convenablement séchées, sont façonnées en briquettes tronconiques, et calcinées ensuite à une température très-moderée, dans un grand four prismatique, chauffé avec des fagots. L'opération a pour seul but d'expulser l'eau et d'enlever à l'argile et à l'oxyde de fer leur propriété plastique, qui serait très-incommode dans les opérations suivantes.

*Seconde opération. — Chloruration.* — Les terres calcinées sont broyées sous une meule, mélangées avec du sel marin desséché; ensuite elles sont chauffées pendant plusieurs heures, et jusqu'au rouge sombre, sur la sole d'un four à réverbère.

L'opération a pour but de faire passer à l'état de chlorure l'argent que les terres siliceuses peuvent contenir à l'état de sulfure, et en même temps de rendre parfaitement intime le mélange du chlorure de sodium avec le chlorure d'argent.

*Troisième opération. — Amalgamation.* — Les minerais chlorurés sont placés dans des tonnes en bois, supportées par des axes horizontaux, auxquelles on peut

imprimer une rotation plus ou moins rapide: On mouille d'abord les matières avec de l'eau, dans des caisses placées à l'étage supérieur; après une digestion de vingt-quatre heures, on les fait passer dans les tonnes avec une nouvelle quantité d'eau, du mercure et des morceaux de fer.

Par une rotation prolongée on détermine les réactions des différents corps mis en présence; on produit l'amalgamation de l'argent, et la réunion de l'amalgame dissous dans un excès de mercure.

En faisant passer les matières dans des baquets et dans des canaux, on sépare le mercure liquide des résidus de l'amalgamation. Le mercure liquide, tenant l'amalgame en dissolution, est le seul produit utile de l'opération.

*Quatrième opération. — Distillation.* — Le mercure argentifère est comprimé dans un cylindre en fonte, fermé par un tampon de bois; la pression, déterminée par une presse hydraulique, est assez forte pour faire filtrer à travers les pores du bois la plus grande partie du mercure en excès; il reste sur le bois un amalgame solide, qui est ensuite soumis à la distillation dans une grande cornue en fonte. Le mercure, obtenu par compression et par distillation, est employé pour l'amalgamation de nouvelles terres grillées et chlorurées; l'argent impur est envoyé à Poullaouen et passé dans les coupellations.

Je n'aurai à présenter d'explications que sur le traitement des terres rouges à Huelgoet; les réactions chimiques à la suite desquelles l'argent est amené en combinaison avec le mercure sont complexes et délicates; elles seront mieux comprises après la description du travail, et je ne m'y arrêterai pas maintenant.

L'usine de Poullaouen comprend : deux réverbères; quatre fours à manche; deux fours de coupelle; un four de raffinage, un réverbère pour le grillage des mattes,

Consistance  
des usines.  
—  
Description  
du  
matériel.

une paire de meules pour les broyages ; une soufflerie à cylindres, mise en mouvement par une roue hydraulique ; des halles et des magasins pour les combustibles et pour les diverses matières employées.

Dans l'usine de Huelgoet se trouvent : un four de calcination des terres rouges ; un four de chloruration ; huit tonnes d'amalgamation ; un four de distillation ; une presse hydraulique et une paire de meules.

J'indiquerai brièvement la disposition et les dimensions des principaux appareils existant dans les deux usines.

*Réverbères servant au traitement des minerais de plomb* (pl. IV, fig. 1, 2, 3). — Les réverbères employés à Poulauouen diffèrent notablement des fours adoptés en Angleterre : la sole est très-allongée ; les parois sont percées de trois ouvertures très-voisines et situées toutes du même côté du four ; celle du milieu sert à la coulée du plomb métallique ; la forme de la voûte et celle de la paroi opposée aux portes de travail sont telles que la plus grande partie des flammes s'écarte des portes, et longe la paroi pleine du four. Les deux fours sont entièrement construits en pierres granitiques de grandes dimensions, maintenues par des armatures en fer forgé ; la sole est faite en argile grasse, battue très-longtemps dans le four et séchée très-lentement ; elle s'imprègne assez rapidement de matières plombeuses, et prend en quelques jours une dureté considérable ; on n'a besoin de la faire qu'une fois par an.

Les dimensions principales sont les suivantes : le foyer a 0<sup>m</sup>,50 sur 1<sup>m</sup>,30 ; le cendrier est profond de 1<sup>m</sup>,70, et se prolonge jusqu'à la face latérale du four ; entre les barreaux de la grille et la paroi, des plaques de tôle horizontales limitent le cendrier et forcent l'air extérieur à passer sous la grille ; l'ouverture de chargement du foyer est fermée par une porte en tôle, mobile autour

de charnières comme la porte d'un poêle. Cette disposition est commandée par l'emploi du bois pendant une partie des opérations, mais elle n'est pas commode quand on chauffe le four avec de la houille.

La hauteur de la voûte au-dessus de la grille est de 0<sup>m</sup>,70; le passage des flammes a 0<sup>m</sup>,30 de hauteur et 1<sup>m</sup>,30 de largeur; le pont a 0<sup>m</sup>,56 de longueur.

La plus grande longueur de la sole est de 3<sup>m</sup>,33; sa largeur est de 1<sup>m</sup>,90, 1<sup>m</sup>,95, 1<sup>m</sup>,80, en regard des trois portes de travail; sous le rampant la largeur n'est plus que de 0<sup>m</sup>,85.

Les portes sont séparées par deux massifs, avançant un peu dans le four, et longs de 0<sup>m</sup>,69; les ouvertures des portes sont carrées, et n'ont que 0<sup>m</sup>,20 de côté; les embrasures ont à l'extérieur 0<sup>m</sup>,67 de longueur et 0<sup>m</sup>,35 de hauteur; toutes les faces sont garnies de plaques de fonte qui préservent les pierres des chocs des outils. Pour les deux portes extrêmes la table de travail repose sur la maçonnerie; pour celle du milieu l'embrasure est continuée verticalement au-dessous de la table de travail; la sole en argile est maintenue entre les deux faces de l'embrasure par une plaque de fonte, dans laquelle est ménagé un trou un peu allongé, qui répond au canal de coulée. Le bassin de réception du plomb est à peu près au niveau du sol et en partie dans l'embrasure; la brasque est soutenue par des plaques de fonte; le diamètre du bassin est de 0<sup>m</sup>,60.

La sole en argile a une épaisseur considérable, de 0<sup>m</sup>,40 à 0<sup>m</sup>,70; elle repose sur une voûte en granit, qui se prolonge depuis le pont jusqu'au rampant; la surface de la sole présente une inclinaison à peu près régulière vers le trou de coulée; au pont, sur la paroi opposée aux portes de travail, et sous le rampant, la sole s'élève jusqu'à 0<sup>m</sup>,10 en contre-bas du pont; le point le plus bas

de la surface de la sole, auprès du trou de coulée, est à 0<sup>m</sup>,45 au-dessous du pont, et à 0<sup>m</sup>,25 en contre-bas de la table de travail correspondante. Le niveau du pont répond au milieu de la hauteur des trois portes. La hauteur de la voûte au-dessus de la sole ne varie qu'entre des limites très-resserrées, entre 0<sup>m</sup>,50 et 0<sup>m</sup>,60; elle est de 0<sup>m</sup>,60 au pont, de 0<sup>m</sup>,50 au rampant et au-dessus du point le plus bas de la sole; elle est de 0<sup>m</sup>,50 seulement contre la paroi pleine du four; dans son ensemble la voûte est inclinée vers les portes de travail.

Le rampant a 0<sup>m</sup>,16 sur 0<sup>m</sup>,60; la cheminée a 0<sup>m</sup>,45 de côté et 8 mètres de hauteur.

*Fours à manche.* — Les quatre fours à manche de l'usine se rapportent à deux types différents; deux d'entre eux sont de véritables fours à manche, peu élevés; les deux autres ont 4<sup>m</sup>,20 de la tuyère au gueulard; ces derniers ont donné des résultats plus économiques et sont maintenant presque exclusivement employés; ce sont les seuls dont je donnerai la disposition. Ils sont représentés en coupes horizontale et verticale dans les figures 4 et 5, pl. IV. Ils ne diffèrent des fours à manche ordinaires que par leur hauteur et par la position de l'ouverture de chargement; elle est placée du côté de la warme, à 1<sup>m</sup>,10 au-dessus du plancher sur lequel sont amenés les lits de fusion et le combustible. La section intérieure du four est un trapèze; sa hauteur est de 1<sup>m</sup>,05, ses bases ont 0<sup>m</sup>,70 et 0<sup>m</sup>,55 à la warme et à la poitrine.

Le creuset en brasque atteint sa plus grande profondeur sous la poitrine, à 0<sup>m</sup>,70 au-dessous de la tuyère; l'avant-creuset se termine à 0<sup>m</sup>,25 en avant de la poitrine; la brasque est maintenue par deux plaques de fonte, qui se réunissent sous un angle aigu; le bassin de réception a 0<sup>m</sup>,50 environ de diamètre; il est placé,



comme d'ordinaire, sur le côté et dans le sol de l'usine.

La poitrine est faite entièrement en taques de fonte, épaisses de 0<sup>m</sup>,15, et descend jusqu'à 0<sup>m</sup>,55 au-dessous de la tuyère; quelquefois cependant on n'emploie les taques de fonte que pour la partie inférieure, celle que peuvent atteindre les scories; toute la partie supérieure est construite en briques. On n'a constaté aucune différence, dans la durée et dans les résultats des campagnes, correspondant à ces deux modes de construction de la poitrine. Dans les deux cas elle vient se réunir à la voûte en granit supportant la maçonnerie pleine qui ferme le four dans la hauteur. Sauf la poitrine, les parois du four sont en granit, leur épaisseur est de 0<sup>m</sup>,65 à la warme, et de 0<sup>m</sup>,55 à 0<sup>m</sup>,62 aux deux côtés. La construction est maintenue sur le devant et sur le derrière du four par des armatures en fer, et sur les côtés par deux massifs en granit; ceux-ci servent de pieds-droits aux voûtes qui portent la plate-forme de chargement.

L'embrasure de la tuyère a 0<sup>m</sup>,45 de hauteur et de largeur; la tuyère est en fonte et refroidie par un courant d'eau qui circule à l'intérieur; la buse est en tôle, l'œil n'a pas moins de 0<sup>m</sup>,04 de diamètre; le vent est lancé sous une pression de 0<sup>m</sup>,04 de mercure.

Les parois du four et la brasque reposent sur une fondation solide, dans laquelle on n'a pas besoin de ménager des canaux d'humidité, parce que le granit employé pour la construction ne se laisse pas pénétrer par l'eau; la plus faible épaisseur de la brasque est de 0<sup>m</sup>,40.

*Fours de coupelle* (pl. III, fig. 12, 13). — La construction des fours de coupelle est rendue très-simple par l'emploi des pierres de granit; les parois de la sole ne présentent que deux ouvertures: l'une est l'embrasure dans laquelle on place la buse; l'autre sert en même temps à l'écoulement des produits et à la sortie des flammes et

des vapeurs; elles sont aspirées par une cheminée peu élevée, établie au-dessus de l'embrasure de travail, et disposée plutôt comme une hotte en pierres que comme une cheminée véritable.

Le foyer a 0<sup>m</sup>,45 sur 1<sup>m</sup>,35; le cendrier a 0<sup>m</sup>,90 de hauteur et vient déboucher sur la face latérale du massif par une ouverture large de 0<sup>m</sup>,85. Le foyer est de même prolongé jusqu'à la paroi du four; il est séparé du cendrier par des plaques de fonte, qui sont continues depuis les extrémités des barreaux jusqu'à la porte en tôle qui ferme le foyer.

La voûte qui recouvre le foyer est élevée de 0<sup>m</sup>,50 au-dessus des barreaux; le passage des flammes a 0<sup>m</sup>,30 de hauteur; le pont a 0<sup>m</sup>,60 de longueur et 0<sup>m</sup>,80 de largeur <sup>4</sup>.

Les parois du four, autour de la sole, sont verticales; la sole est circulaire et a 2<sup>m</sup>,60 de diamètre; elle est faite avec un mélange de 5 parties de *merle*, calciné dans un petit réverbère, et de 1 partie d'argile de Montereau bien desséchée. Le mélange est fait à sec, imprégné d'eau et battu dans le four, avec les précautions ordinaires. La surface a la forme d'un segment sphérique dont la hauteur est de 0<sup>m</sup>,35; l'épaisseur de la coupelle sur les bords et au milieu est de 0<sup>m</sup>,15. Elle repose sur une assise horizontale de briques, et celle-ci sur la fondation en granit; des canaux d'humidité sont ménagés dans la maçonnerie en briques.

La voûte commence à 0<sup>m</sup>,45 au-dessus du niveau du pont; sa flèche est de 0<sup>m</sup>,35, ce qui donne 1<sup>m</sup>,15 pour la

<sup>4</sup> Les parois verticales qui limitent le passage des flammes ne sont pas tout à fait normales au foyer; elles présentent une obliquité analogue à celle qui caractérise le four de coupelle du Harz, mais beaucoup moins prononcée. Cette construction a pour effet de porter les flammes vers la buse, et de les empêcher de se rendre trop directement à la cheminée.

hauteur totale du laboratoire, du centre de la coupelle à la clef de la voûte; le chapeau mobile est construit en briques, maintenues par un cadre en fer : il est manœuvré au moyen de six chaînes très-fortes et d'une grue.

L'œil de la buse a seulement 0<sup>m</sup>,025 de diamètre; le vent est rabattu sur le bain par un *papillon*, comme dans les fours employés en Allemagne; la pression du vent est de 0<sup>m</sup>,025 de mercure. La tuyère est à 0<sup>m</sup>,10 au-dessus du niveau du pont; l'embrasure a 0<sup>m</sup>,35 en largeur et en hauteur.

La grande embrasure de travail est placée juste en face de la précédente; à l'extérieur elle a 1<sup>m</sup>,95 de largeur; sa profondeur est de 0<sup>m</sup>,75; ses faces latérales sont prolongées jusqu'au sol de l'atelier, ce qui donne la place nécessaire pour la manœuvre des pots en fonte dans lesquels on reçoit les litharges.

L'ouverture correspondante dans la paroi du four a 0<sup>m</sup>,45 de largeur et 0<sup>m</sup>,60 de profondeur; elle s'élève jusqu'à 0<sup>m</sup>,35 au-dessus des bords de la coupelle, et descend un peu au-dessous de l'assise en briques. Les ouvriers, en battant la sole, ont soin de remplir l'ouverture jusqu'au niveau du pont, de manière à former un plan incliné sur lequel les litharges peuvent couler aisément.

Les armatures du four et de la cheminée sont en fer forgé.

*Four de raffinage* (pl. III, fig. 14, 15). — Le four de raffinage est un réverbère à deux soles superposées. La sole inférieure reçoit la coupelle en os calcinés, portée sur deux banquettes dont l'écartement est de 0<sup>m</sup>,13; le vide qu'elles laissent entre elles sert à chauffer les moules en fonte, dans lesquels on coule les lingots. L'ouverture de travail doit être assez large pour l'introduction et la sortie de la coupelle. Le four supérieur a la

sole entièrement plane, et ne présente, sur le devant du massif, qu'une ouverture étroite; on n'a besoin en effet d'entrer et de sortir que des morceaux d'argent très-petits, pour les chauffer avant de les placer dans la coupelle. Les flammes sont conduites par un rampant incliné dans une cheminée peu élevée.

Le foyer a 0<sup>m</sup>,28 sur 0<sup>m</sup>,80; la hauteur du cendrier est de 0<sup>m</sup>,85; la voûte est élevée de 0<sup>m</sup>,58 au-dessus de la grille. Le pont a 0<sup>m</sup>,20 de longueur et 0<sup>m</sup>,60 de largeur; la hauteur du passage des flammes est seulement de 0<sup>m</sup>,20. La surface de la sole est un rectangle de 0<sup>m</sup>,55 sur 0<sup>m</sup>,70; la hauteur maxima de la voûte au-dessus du niveau du pont est de 0<sup>m</sup>,52.

L'ouverture de travail a toute la largeur de la sole, et seulement 0<sup>m</sup>,55 de hauteur; elle est fermée par une porte en forte tôle. Les deux fours communiquent par un rampant vertical, dont la section a 0<sup>m</sup>,10 sur 0<sup>m</sup>,60.

La surface de la sole supérieure a la forme d'une ellipse, dont les axes sont 1<sup>m</sup>,50 et 0<sup>m</sup>,60. La voûte est élevée de 0<sup>m</sup>,14 au-dessus de la sole; le rampant incliné a 0<sup>m</sup>,15 sur 0<sup>m</sup>,55; la section de la cheminée a 0<sup>m</sup>,55 de côté; sa hauteur est de 8 mètres au-dessus du sol.

Le four est entièrement construit en granit, les armatures sont en fer forgé.

*Four de calcination des terres rouges* (pl. IV, fig. 6, 7).

— Le four dans lequel on calcine les terres rouges, façonnées en briquettes, a la forme d'un prisme vertical, à base presque carrée; les briquettes sont rangées et empilées au-dessus d'une grille en granit; les fagots sont placés au-dessous de cette grille, dans deux compartiments parallèles servant de foyers. La partie supérieure du four est entièrement ouverte; le chargement est fait par deux larges ouvertures pratiquées l'une au-dessus de l'autre sur le devant du four, et fermées, pendant la cal-

cination, par des portes en briques reliées avec du mortier. Deux ouvertures, de même section que les foyers, et fermées par des portes en tôle, servent à l'introduction des fagots sous la grille.

Les parois sont construites en granit, leur épaisseur est de 0<sup>m</sup>,60; la hauteur du four est de 3 mètres; la section horizontale a 2<sup>m</sup>,20 sur 2<sup>m</sup>,12. Les barreaux de la grille sont des dalles en granit, longues de 1<sup>m</sup>,10, larges de 0<sup>m</sup>,20, hautes de 0<sup>m</sup>,30, laissant entre elles des intervalles de 0<sup>m</sup>,12. Ces dalles sont appuyées, d'un côté, sur l'un des murs du four, de l'autre, sur une dalle, large de 0<sup>m</sup>,30. Les deux foyers ont 1 mètre de hauteur et 0<sup>m</sup>,80 de largeur; leur profondeur est celle du four lui-même.

*Four de chloruration.* — Le grillage et la chloruration sont faits dans un grand four à réverbère, à sole entièrement plane et horizontale; il est représenté pl. IV, fig. 8, 9. Ses dimensions principales sont les suivantes: le foyer a 0<sup>m</sup>,50 sur 1<sup>m</sup>,60; la hauteur de la voûte au-dessus de la grille est de 0<sup>m</sup>,75; la hauteur du cendrier est de 0<sup>m</sup>,60; l'ouverture du cendrier et celle qui sert au chargement du combustible sont placées sur le côté du four et sur le prolongement du foyer; elles sont fermées par des portes en tôle. Le passage des flammes a 0<sup>m</sup>,20 de hauteur; la longueur et la largeur du pont sont de 0<sup>m</sup>,35 et 1<sup>m</sup>,40. La sole est à peu près elliptique; sa longueur est de 3 mètres, sa plus grande largeur est de 2<sup>m</sup>,50; au pont et sous le rampant la largeur est de 1<sup>m</sup>,40 et de 1<sup>m</sup>,50. La voûte est élevée de 0<sup>m</sup>,40 au-dessus de la sole, auprès du pont et jusqu'au milieu du four; elle s'abaisse un peu vers le rampant, dont le bec est à 0<sup>m</sup>,30 au-dessus de la sole. La section du rampant a 0<sup>m</sup>,50 sur 0<sup>m</sup>,60; la cheminée, haute de 8 mètres, a 0<sup>m</sup>,45 de côté à l'intérieur.

Une seule ouverture sert au chargement et au travail:

elle est placée sur le côté et vers le milieu de la longueur de la sole ; elle a 0<sup>m</sup>,60 de largeur sur 0<sup>m</sup>,30 de hauteur à l'intérieur du four ; l'embrasure est un peu évasée, et les faces sont garnies de plaques de fonte qui préservent les pierres granitiques.

*Tonnes d'amalgamation.* — Les huit tonnes d'amalgamation sont placées sur deux lignes parallèles ; elles sont toutes indépendantes les unes des autres. Chacune d'elles est portée par un axe horizontal en fer sur deux coussinets extérieurs ; une grande roue dentée en bois peut être engrenée à volonté avec une autre roue, également en bois, portée par un arbre parallèle à la ligne des tonnes. Les deux arbres, servant chacun pour 4 tonnes, reçoivent le mouvement d'une roue hydraulique. Les tonnes sont en bois de chêne et très-solidement armées par des cercles, et par des armatures longitudinales en fer ; l'épaisseur du bois est de 0<sup>m</sup>,06 ; le plus grand diamètre et la longueur, à l'intérieur, sont de 1 mètre. Les roues en bois fixées aux tonnes ont 2 mètres de diamètre. Le chargement et le déchargement sont faits par un orifice légèrement conique, pratiqué au milieu de la longueur ; il est fermé, pendant la rotation, par un bouchon conique en bois maintenu par une vis de pression, dont l'écrou est fixé à la tonne par un étrier.

Les tonnes sont placées à une certaine distance du sol de l'atelier ; il faut pouvoir placer, au-dessous de chacune d'elles, les baquets destinés à recevoir l'amalgame et les boues les plus lourdes, et conserver une pente suffisante aux canaux en bois, qui conduisent les matières les plus légères aux bassins de dépôt.

*Cornues en fonte* (pl. IV, fig. 10). — La distillation de l'amalgame est faite dans une cornue cylindrique en fonte, chauffée au charbon de bois dans un four spécial. La cornue se compose de deux parties : le corps

de la cornue a la forme d'un cylindre terminé par un col un peu incliné ; la base ferme exactement le fond du cylindre et pénètre un peu dans son intérieur comme un bouchon conique ; les deux parties sont assemblées par des boulons et des écrous. Le cylindre a 0<sup>m</sup>,60 de longueur et 0<sup>m</sup>,12 de diamètre intérieur ; le col est long de 0<sup>m</sup>,16, son diamètre est de 0<sup>m</sup>,05 ; l'épaisseur des parois est de 0<sup>m</sup>,02 ; la base a 0<sup>m</sup>,25 de diamètre extérieur ; la plus grande épaisseur de la fonte est de 0<sup>m</sup>,05.

*Appareil de compression.* — La disposition de l'appareil dans lequel on comprime l'amalgame liquide est un peu compliquée, je la représente par un simple croquis (pl. IV, fig. 11). M. Yuncker l'a imaginée dans le but d'éviter que les ouvriers eussent à toucher le mercure.

L'appareil comprend trois cylindres verticaux en fonte, très-épais et placés à des niveaux différents. Dans le premier cylindre B on fait arriver l'amalgame liquide par un tuyau en fer *b*, muni d'un robinet ; un second tube *b'* sert à établir la communication entre le cylindre et la presse hydraulique ; un troisième tube *b''*, plongeant jusqu'au fond du cylindre, vient s'enfoncer jusqu'à la base du cylindre A, dans lequel doit avoir lieu la compression ; les tubes *b*, *b'*, *b''* sont armés de robinets. Le second cylindre A est porté, sur trois pieds solides, au-dessus d'une cuvette en fonte destinée à recevoir le mercure qui traverse le tampon de bois  $\alpha$  ; le mercure est conduit par le tube *a'* dans le troisième cylindre. La base inférieure de A présente un orifice conique, un peu évasé vers l'extérieur, dans lequel on serre par une vis de pression le tampon de hêtre  $\alpha$ , qui doit servir de filtre au mercure. La base supérieure est traversée par deux tubes : l'un est le tube *b''*, dont j'ai déjà parlé ; l'autre *a* met le cylindre en communication avec la presse hydraulique. Le troisième cylindre C est destiné à recevoir le

mercure dégagé de l'amalgame liquide par compression, et à l'envoyer dans la cuve ou réservoir de ce métal dans l'atelier d'amalgamation; la base supérieure livre passage à deux tubes qui font communiquer le cylindre avec la presse hydraulique et avec le réservoir.

#### Usine de Poullaouen.

L'usine reçoit dans l'année : 1,000 tonnes de galène, rendant à l'essai 66 pour 100 de plomb, et 32 grammes d'argent aux 100 kilogrammes; 400 tonnes de terres rouges siliceuses à la teneur moyenne de 200 grammes d'argent; l'argent produit par la distillation de l'amalgame à Huelgoet et pesant environ 360 kilogrammes.

Les minerais de plomb contiennent 660 tonnes de plomb et 320 kilogrammes d'argent; les matières diverses passées dans le traitement renferment ensemble 1,480 kilogrammes d'argent; ce chiffre est un peu inférieur à celui que j'ai cité précédemment, la différence représente la perte faite dans l'amalgamation.

Je vais décrire brièvement les opérations métallurgiques de l'usine de Poullaouen, sans insister sur les réactions chimiques, pour lesquelles j'ai donné, dans le second chapitre, des détails bien suffisants.

**PREMIÈRE OPÉRATION. — TRAITEMENT DES MINÉRAIS DE PLOMB AU RÉVERBÈRE.** — Le travail des minerais dans les deux fours à réverbère présente une grande régularité, les réparations importantes sont très-rares; les opérations se succèdent sans interruption tant qu'on a du minerai à traiter; il suffira par conséquent de décrire une seule opération complète, et de donner les résultats obtenus pendant l'année entière.

Je suppose donc qu'une charge vient d'être élaborée



et que l'ouvrier a fait à la surface de la sole les petites réparations qui sont souvent nécessaires; le four est assez refroidi, pendant l'enlèvement des crasses et pendant les réparations, pour qu'on puisse introduire une nouvelle charge de galène pulvérisée sans craindre une décrépitation trop forte. La charge est de 1,300 kilogrammes; les deux ouvriers présents au four lancent le minerai à la pelle par les deux portes extrêmes; ils l'étendent avec des râbles sur tout le pourtour de la sole, en réservant une surface libre auprès du trou de coulée.

Les trois portes sont ouvertes et le four est chauffé avec du bois, de telle manière que la charge soit au rouge sombre seulement cinq heures après le commencement de l'opération; pendant les trois dernières heures les ouvriers doivent travailler fréquemment le minerai avec des râbles et des spadilles, renouveler les surfaces et régulariser la température.

La galène s'oxyde en partie pendant cette première période de grillage, et l'expérience a indiqué depuis longtemps, pour les minerais exploités à Poullaouen, que la proportion d'oxyde, de sulfate et de sulfure de plomb, existant sur la sole après cinq heures de grillage, est la plus convenable pour la première réaction; avec des minerais différents, la durée du grillage doit être déterminée par quelques tâtonnements.

Pour procéder à la période des réactions, les ouvriers ferment les portes et poussent le feu jusqu'à ce que les matières commencent à se ramollir; dès que ce point est atteint, ils brassent énergiquement et tous les deux à la fois, tant que la pression des ringards fait couler du plomb; le métal se réunit au point le plus bas de la sole, auprès du trou de coulée. Le brassage est commencé à la température du rouge cerise; mais pendant sa durée, l'air qui s'introduit par les portes refroidit notablement

le four; les matières sont au rouge sombre seulement au moment où les réactions cessent de se produire.

Au brassage succède une seconde période de grillage, qui dure un peu plus de deux heures, et qui est suivie d'une seconde période de réactions; le second brassage donne encore beaucoup de plomb, il est ordinairement terminé huit heures après le commencement de l'opération; le four et les matières sont alors au rouge cerise; il faut faire couler le plomb dans le bassin extérieur, afin de le soustraire à la volatilisation, qui serait très-forte à cette température.

Après la première coulée, l'opération est continuée par une succession de grillages et de brassages, dont la durée est de plus en plus courte, et qui sont faits à des températures de plus en plus élevées. Le four est chauffé avec de la houille, tandis que le bois suffit jusqu'à la première coulée; après chaque brassage, il faut faire passer dans le bassin extérieur le plomb qui a été produit par les réactions.

Treize heures environ après le chargement, les matières sont à peu près en fusion complète et ne contiennent plus que très-peu de sulfure de plomb; le four est au rouge presque vif; les ouvriers jettent sur la sole quelques morceaux de bois et de la houille menue, et brassent fortement.

L'action des combustibles réduit une partie de l'oxyde de plomb, enlève aux crasses leur fluidité, et leur donne la porosité nécessaire pour un dernier grillage; le plomb produit est retiré du four et passe dans le bassin extérieur. Quand les combustibles employés comme réductifs sont entièrement brûlés, les ouvriers ouvrent les portes pendant quelques instants, ce qui produit l'oxydation des dernières parties du sulfure, et terminent l'opération par un dernier ressuage, fait au rouge vif. Les crasses sont ensuite retirées du four par les deux portes extrêmes, et

refroidies avec de l'eau ; les ouvriers font à la surface de la sole les réparations nécessaires, et introduisent une nouvelle charge de minerais dès que le four est convenablement refroidi. La durée totale du ressuage et des réparations est de deux heures et demie ; il faut environ seize heures pour l'élaboration d'une charge.

Le plomb reçu dans le bassin extérieur est assez impur ; en sortant du four, le métal entraîne une petite quantité de crasses qui viennent en partie nager à la surface, mais qui en partie restent en suspension dans la masse fondue. Il faut écumer la surface et purifier le métal des matières en suspension, en plongeant quelques menus bois jusqu'au fond du bassin ; le bouillonnement produit par la décomposition du bois fait monter les matières solides, qu'on enlève par un dernier écumage. Le plomb ainsi purifié est puisé à la cuiller et versé dans des lingotières en fonte.

Une charge de 1,300 kilogrammes de minerais de Poullaouen, contenant d'après les essais 858 kilogrammes de plomb et 416 grammes d'argent, produit de 608 à 615 kilogrammes de plomb, à la teneur de 62 grammes aux 100 kilogrammes ; et de 420 à 425 kilogrammes de crasses (nommées *crasses blanches*), qui rendent à l'essai de 38 à 39 pour 100 de plomb, et ne contiennent que très-peu d'argent, de 7 à 8 grammes aux 100 kilogrammes ; la perte de plomb est d'environ 10 pour 100.

Pour une opération de seize heures on brûle 3 mètres cubes de bois et 3 hectolitres de houille ; les outils perdent de 14 à 15 kilogrammes de leur poids.

La conduite de l'opération exige la présence de 2 ouvriers, pour les soins à la grille, le travail au four et les transports divers. Ils travaillent par postes de douze heures et reçoivent 1 fr. 50 c. par poste ; l'élaboration d'une charge coûte un peu moins de 3 journées d'ouvriers.

*Considérations économiques.* — Le traitement de 1,000 tonnes de galène est fait en 770 charges et en 257 jours de travail des deux fours ; il produit 470 tonnes de plomb et 324 tonnes de crasses blanches. Le plomb est à la teneur moyenne de 62 grammes d'argent par 100 kilogrammes, et contient 291<sup>k</sup>,40 d'argent ; il est à peu près pur et renferme seulement quelques millièmes de cuivre.

Les crasses contiennent 125 tonnes de plomb et 23 kilogrammes d'argent ; le plomb est principalement à l'état de sulfate et de silicate ; les crasses contiennent en outre de l'oxyde de fer, des sulfates et des silicates de chaux, de baryte et de zinc.

Les pertes en métaux sont de 67 tonnes de plomb et de 5<sup>k</sup>,60 d'argent, soit de 10 pour 100 du plomb et de 1,75 pour 100 de l'argent, accusés par les essais.

Chaque tonne de minerais produit 0<sup>k</sup>,470 de plomb, contenant 291<sup>sr</sup>,4 d'argent, et 0<sup>k</sup>,324 de crasses blanches, renfermant 0<sup>k</sup>,123 de plomb et 5<sup>sr</sup>,60 d'argent.

Le traitement au réverbère donne à l'état de plomb d'œuvre 71 pour 100 du métal que renferme la galène ; il laisse dans les crasses destinées au four à manche 20 pour 100 du plomb, mais presque tout l'argent des minerais est concentré dans le plomb d'œuvre.

Les dépenses principales sont les suivantes :

|                                |                     |   |               |               |
|--------------------------------|---------------------|---|---------------|---------------|
| Main-d'œuvre.                  | 1,028 jours         | à | 1 fr. 50 c... | 1,542 francs. |
| Bois.....                      | 808 tonnes          | à | 7 00 ...      | 5,656         |
| Houille.....                   | 185 —               | à | 35 00 ...     | 6,475         |
| Outils.....                    | 11 <sup>k</sup> ,50 | à | 300 00 ...    | 3,450         |
| Réparations, frais divers..... |                     |   |               | 1,500         |

Frais spéciaux du traitement..... 18,625 francs.

Rapportées à la tonne de minerais, les dépenses sont les suivantes :

|                   |                          |           |
|-------------------|--------------------------|-----------|
| Main-d'œuvre..... | 11,0280.....             | 1 fr. 542 |
| Bois.....         | 0 <sup>e</sup> 8080..... | 5 656     |
| Houille.....      | 0,1850.....              | 6 475     |
| Outils.....       | 0,0115.....              | 3 450     |
| Frais divers..... |                          | 1 500     |

Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais. 18 fr. 623

Pour 1 tonne de minerais le traitement au réverbère fait perdre :

|                                                          |              |
|----------------------------------------------------------|--------------|
| 0 <sup>e</sup> ,067 de plomb, dont la valeur est de..... | 35 fr. 50 c. |
| 0 <sup>e</sup> ,0056 d'argent, — .....                   | 1 23         |
| Valeur perdue.....                                       | 34 fr. 73 c. |

Si on compare ces nombres à ceux que j'ai cités pour le traitement des minerais de plomb au réverbère en Angleterre, on voit que la méthode anglaise offre un avantage marqué sur celle de Poullaouen ; en premier lieu, elle exige moins de combustible, ce qui doit être attribué à l'emploi exclusif de la houille, tandis qu'à Poullaouen on est forcé par les conditions locales à brûler du bois ; en second lieu, on obtient en Angleterre une proportion plus forte de plomb à l'état métallique ; la perte de plomb est moins élevée. C'est principalement sous ce dernier rapport que la méthode anglaise doit être considérée comme supérieure à la méthode suivie en Bretagne.

**SECONDE OPÉRATION. — FONTE AU FOUR A MANCHE.** — Le traitement des crasses et des produits secondaires de l'usine diffère beaucoup de l'opération correspondante, faite en Angleterre sur les divers résidus plumbeux ; elle sert à l'extraction de l'argent contenu dans les terres rouges un peu riches, provenant de la mine de Huelgoet. Le but qu'on se propose n'est pas seulement de retirer le plomb et l'argent contenu dans les crasses de réverbères et dans les produits de la coupellation, on utilise au con-

traire le plomb que contiennent ces matières pour extraire l'argent des terres rouges siliceuses. Quand la galène de Poullaouen ou les minerais achetés ne fournissent pas une quantité suffisante de crasses blanches, on est obligé de diminuer le poids des terres rouges traitées, ou de passer au four à manche une partie des minerais de plomb, préalablement grillés.

Les terres rouges siliceuses subissent une préparation à Huelgoet; elles sont mélangées avec 25 pour 100 de pyrite de fer, grillée dans un four à réverbère, et avec 25 pour 100 de schlichs plombeux, provenant des parties du filon qui renferment de la galène, et enrichis par préparation mécanique; ces schlichs contiennent en moyenne 40 pour 100 de plomb et 40 grammes d'argent.

*Lits de fusion.* — Les matières diverses passées au four à manche ne sont pas toujours associées dans les mêmes proportions; les nombres que je vais citer ne se rapportent qu'à une campagne, ils ne représentent pas tout à fait la composition moyenne des lits de fusion.

|                                      |                    |                                    |      |   |
|--------------------------------------|--------------------|------------------------------------|------|---|
| Terres rouges de Huelgoet.....       | 300 k. contenant : | 90 k. de plomb et 420 gram. d'arg. |      |   |
| Crasses blanches des réverbères..... | 250 —              | 95 —                               | 18 — | — |
| Fonds de coupelles.....              | 100 —              | 62 —                               | 30 — | — |
| Ecumages.....                        | 80 —               | 56 —                               | 28 — | — |
| Maties grillées.....                 | 70 —               | 45 —                               | 31 — | — |
| Débris de fours.....                 | 50 —               | 8 —                                | » —  | — |
| Bonnets.....                         | 175 —              | 23 —                               | 36 — | — |
| Cadmies et fumées.....               | 25 —               | 7 —                                | 9 —  | — |
| Scories de l'opération.....          | 250 —              | 7 —                                | » —  | — |
| Craie.....                           | 250 —              | » —                                | » —  | — |
| Vieille fonte.....                   | 30 —               | » —                                | » —  | — |

Poids total du lit de fusion, .... 1,560 k. Il contient : 293 k. de plomb et 574 gram. d'arg.

La richesse des terres rouges est extrêmement variable; tantôt elle dépasse beaucoup la teneur moyenne de 200 grammes, tantôt elle reste bien au-dessous; on cherche ordinairement à passer des matières plus riches en plomb avec les terres les plus argentifères, afin d'éviter

que la matte produite dans l'opération retienne trop d'argent ; avec des terres chargées de beaucoup d'oxyde de fer, on peut diminuer un peu la proportion de craie employée comme fondant, ou celle des fonds de coupelles qui apportent de la chaux dans les lits de fusion.

Ces variations sont du reste faciles à comprendre et il serait inutile d'insister davantage sur ce sujet. Toutes les matières sont montées sur une plate-forme établie au niveau des gueulards et en arrière des fours ; elles sont disposées en lits peu épais les unes au-dessus des autres ; le charbon de bois est déposé à proximité.

*Description d'une campagne.* — La mise en feu d'un four à manche n'exige pas des précautions spéciales ; le granit ne contient pas d'eau et résiste bien au feu sans éclater ; il est possible de porter le four en quelques heures à la température nécessaire à la formation du nez. On charge du charbon jusqu'à la hauteur de 2 mètres au-dessus de la tuyère, puis des scories contre la warme, et du charbon contre la poitrine ; la buse est mise en place et on commence à lancer un peu de vent ; on augmente la quantité d'air lancé par minute au moment où les premières scories arrivent devant la tuyère ; on continue à charger des scories et du charbon, en élevant peu à peu le niveau des matières vers le gueulard, jusqu'à ce que le nez soit formé. On peut alors commencer à passer les lits de fusion, et remplir peu à peu tout le four. La proportion de charbon est diminuée progressivement, à mesure que le four devient plus chaud et les scories plus fluides ; l'allure normale est atteinte vers la fin du troisième jour et peut être conservée pendant dix et même douze jours, quand il ne se forme pas d'engorgements.

La fonte est conduite avec lenteur ; quand le four est en bonne allure, on passe jusqu'à 6 lits de fusion en vingt-

quatre heures, soit seulement 9,480 kilogrammes de matières diverses, en brûlant 1<sup>1</sup>/<sub>33</sub> de charbon, ou 14 de combustible pour 100 de matières fondues. Le four étant très-élevé, les charges mettent un temps considérable à descendre du gueulard à la tuyère, la réduction par les gaz est très-énergique, les sulfates que contiennent les crasses des réverbères sont en grande partie transformés en sulfures; il ne se forme dans le four lui-même que peu de silicate de plomb.

Il en résulte qu'on obtient une proportion relativement très-forte de matte, avec des lits de fusion composés principalement de matières oxydées.

Le travail des ouvriers n'offre rien de particulier à l'usine de Poullaouen; au gueulard, ils chargent les lits de fusion et le charbon contre la warme et contre la poitrine; au creuset, ils veillent à ce que les scories sortent aisément par-dessus la brasque de l'avant-creuset, et font couler deux fois par poste, dans le bassin extérieur, le plomb et la matte réunis au fond du creuset. Ils ont assez fréquemment à nettoyer les parois de ce dernier, auxquelles adhèrent des matières siliceuses imparfaitement fondues, presque toujours difficiles à détacher; ces mêmes matières produisent assez souvent des engorgements du côté de la tuyère; les ouvriers parviennent à les enlever avec leurs ringards quand ils s'aperçoivent à temps de leur formation; dans le cas contraire, ces dépôts atteignent promptement des dimensions très-grandes, et il faut mettre hors feu.

Les matières siliceuses enlevées aux parois des creusets, ou provenant des engorgements produits auprès de la tuyère, sont très-poreuses et affectent des formes irrégulières, qui leur ont fait donner le nom de *bonnets*. Les engorgements siliceux limitent presque toujours la durée des campagnes, qui ne dépasse pas ordinairement douze jours.



Dans le bassin extérieur viennent se réunir à chaque coulée trois produits différents : les scories, les mattes et le plomb d'œuvre. Les scories sont enlevées d'une seule pièce ; elles contiennent presque toujours des grenailles et doivent être repassées dans les lits de fusion ; les mattes sont ensuite retirées par rondelles très-minces ; elles sont cassées au marteau et portées au hangar de grillage ; le plomb d'œuvre est d'abord écumé, ensuite puisé à la cuiller et versé dans des lingotières.

La mise hors feu est conduite comme à l'ordinaire ; on laisse peu à peu descendre le niveau des matières dans le four, et on nettoie les parois en fondant quelques paniers de scories.

*Personnel.* — Pour deux fours en même temps en feu, les transports des matières et du combustible, le travail au gueulard et au creuset, exigent : 1 maître fondeur, 5 fondeurs, 4 chargeurs et 2 manœuvres ; les fondeurs et les chargeurs sont répartis en deux brigades, qui restent auprès des fours pendant douze heures ; elles alternent à la fin de chaque semaine le poste de nuit et le poste de jour ; les manœuvres ne travaillent que pendant la journée.

Les fondeurs et les chargeurs reçoivent de 1 fr. 25 c. à 1 fr. 50 c. par poste ; le maître fondeur, 2 francs ; les manœuvres ne gagnent que 80 ou 90 centimes. Le prix total de la main-d'œuvre, pour vingt-quatre heures et pour deux fours, s'élève à 18 francs, ce qui porte à 1 fr. 50 c. le prix moyen de la journée d'un ouvrier.

*Produits. — Résultats d'une campagne.* — Je citerai comme exemple les résultats obtenus dans deux fours à manche pendant une campagne de dix jours, à laquelle se rapporte la composition des lits de fusion précédemment indiquée. On fond dans chacun des deux fours 50 lits de fusion, contenant : 15 tonnes de terres rouges ; 12<sup>l</sup>, 50

de crasses blanches, et 25 tonnes de produits plombeux divers. Les matières fondues renferment 14<sup>k</sup>,65 de plomb et 28<sup>k</sup>,70 d'argent. On produit :

|                                                                                                             |       |   |      |          |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-------|---|------|----------|
| Plomb d'œuvre. 10 <sup>k</sup> ,25, contenant 10 <sup>k</sup> ,25 de plomb et 23 <sup>k</sup> ,50 d'argent. |       |   |      |          |
| Mattes.....                                                                                                 | 10,00 | — | 2,00 | — 4,00 — |
| Bonnets.....                                                                                                | 3,75  | — | 1,00 | — 1,70 — |
| Scories riches..                                                                                            | 12,50 | — | 0,35 | — „ —    |

Les produits contiennent..... 13<sup>k</sup>,60 de plomb et 29<sup>k</sup>,200 d'argent.

Il se dépose en outre une petite quantité de fumées dans les chambres de condensation, établies au-dessus des fours, et quelques cadmies aux gueulards; en ne tenant pas compte de ces produits secondaires, on voit qu'on perd dans l'opération 1 tonne de plomb, soit 7 pour 100 du métal indiqué par les essais dans les lits de fusion. On constate au contraire dans les produits un peu plus d'argent que dans les matières fondues, ce qui doit être attribué uniquement à l'imperfection des essais, et à la difficulté de choisir les prises d'essais qui représentent exactement les matières elles-mêmes.

Le seul produit principal est le plomb d'œuvre, tous les autres doivent retourner à la fonte au four à manche; il contient 70 pour 100 du plomb et 82 pour 100 de l'argent des lits de fusion. Ce résultat ne peut pas être considéré comme très-satisfaisant; il est inférieur à ceux qui sont obtenus dans la plupart des autres usines; l'imperfection du résultat de la fonte doit être attribuée en partie à la nature et à l'état pulvérulent des terres rouges de Huelgoet, mais aussi en grande partie à la trop grande élévation des fours employés; dans des fours moins élevés on obtiendrait plus facilement la scorification du quartz des terres rouges, la quantité de mattes et de bonnets produits serait beaucoup moindre.

Le plomb d'œuvre donné par les fours à manche con-

tient un peu de cuivre; sa teneur en argent est de 250 grammes aux 100 kilogrammes; il est beaucoup plus riche que celui des réverbères.

Les mattes contiennent environ 20 pour 100 de plomb et 40 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

Les bonnets sont plus pauvres que les mattes; ils rendent à l'essai: de 11 à 12 pour 100 de plomb; et de 19 à 20 grammes d'argent par 100 kilogrammes.

Les scories qui coulent par-dessus la brasque de l'avant-croiset sont ordinairement pauvres en plomb, on jette toutes celles qui ne sont pas nécessaires pour faciliter la fusion aux fours à manche. Les scories reçues avec le plomb d'œuvre et la matte dans le bassin extérieur sont plus ou moins riches, suivant qu'elles retiennent plus ou moins de grenailles; je pense qu'elles doivent contenir en moyenne de 4 à 5 pour 100 de plomb et très-peu d'argent.

Les fumées recueillies dans les chambres n'ont pas une forte teneur en plomb, parce qu'elles sont mélangées avec une proportion assez forte de matières fines entraînées par le vent.

Les dépenses principales faites pour la campagne, dans les deux fours, sont les suivantes :

|                                        |             |             |             |
|----------------------------------------|-------------|-------------|-------------|
| Matière-d'œuvre.....                   | 120 jours à | 1 fr. 50 c. | 180 francs. |
| Charbon.....                           | 31,60 à     | 50 00...    | 1,580       |
| Fente.....                             | 3,00 à      | 150 00...   | 450         |
| Craie.....                             | 25,00 à     | 12 00...    | 300         |
| Outils, réparations, frais divers..... |             |             | 500         |

Frais spéciaux..... 3,010 francs.

La consommation de combustible est assez forte, elle s'élève à 20 de charbon pour 100 de matières fondues; la mise en feu contribue beaucoup à augmenter la dépense de combustible, à cause de la durée très-limitée de la campagne.

*Grillage des mattes.* — Les mattes sont repassées dans les lits de fusion après avoir été grillées, il faut donc tenir compte des frais de grillage dans l'évaluation des dépenses qu'entraîne la fonte aux fours à manche. Le grillage est fait dans des cases, ou plutôt en grands tas compris entre quatre murs verticaux, sur une aire bien battue. Sur le sol on étend d'abord un lit de menus bois et de genêts; au-dessus on place les plus gros morceaux de mattes, puis des couches alternantes de charbon de bois et de mattes, en réservant les plus petits morceaux pour la partie supérieure.

On met en feu sur les quatre faces à la fois, au moyen de canaux ménagés dans les murs au niveau de la base inférieure; le feu se propage lentement jusqu'en haut, le grillage n'est terminé qu'au bout de quinze jours, ou même de dix-huit jours. L'oxydation des sulfures n'est pas tout à fait complète, bien que les plus gros fragments de mattes n'aient qu'une faible épaisseur. Les sulfures et les sulfates, que renferment les produits grillés, contribuent à la formation des mattes dans le traitement aux fours à manche.

La consommation de combustibles est d'environ 10 pour 100, la dépense en main-d'œuvre est à peu près insignifiante.

*Considérations économiques.* — Le traitement des 400 tonnes de terres rouges de Huelgoet, et des 324 tonnes de crasses blanches des réverbères, est fait en 27 campagnes, dont la durée varie entre huit et quatorze jours. On passe dans les lits de fusion : tous les produits plombés oxydés de la coupellation, les bonnets, les écumages du plomb dans les bassins de réception et dans les lingotières, et des scories du traitement. Les matières fondues contiennent, d'après les essais : plomb, 435 tonnes; argent, 1,050 kilogrammes.

On obtient 232 tonnes de plomb d'œuvre à la teneur moyenne de 560 grammes d'argent aux 100 kilogrammes, contenant 855 kilogrammes d'argent. La perte en métaux, faite pendant les 27 campagnes, ne peut pas être déterminée par la comparaison directe de ces nombres avec ceux que j'ai cités pour la somme du plomb et de l'argent contenus dans toutes les matières fondues. Il faut faire une distinction entre celles qui proviennent de Huelgoet, ou des autres opérations faites à l'usine de Poullaouen, et les produits des fontes aux fours à manche; ces derniers, recueillis dans une campagne, sont passés dans les campagnes suivantes, et ne doivent pas être comptés dans l'évaluation des pertes.

Les terres rouges de Huelgoet, les crasses blanches des réverbères, les produits divers des coupellations, contiennent, d'après les essais : 290 tonnes de plomb et 847 kilogrammes d'argent. D'après ces nombres, les pertes sont de 58 tonnes de plomb et de 12 kilogrammes d'argent, soit de 20 pour 100 du plomb, et de 1,41 pour 100 de l'argent accusé par les essais.

Les dépenses principales faites pour les 27 campagnes sont les suivantes :

|                                        |               |             |                 |
|----------------------------------------|---------------|-------------|-----------------|
| Main-d'œuvre.....                      | 1,647 jours à | 1 fr. 50 c. | 2,470 fr. 50 c. |
| Charbon.....                           | 454 tonnes à  | 50 00       | 21,700 00       |
| Combustibles pour les grillages.       | 27 — à        | 6 00        | 162 00          |
| Fonte.....                             | 40,50 à       | 150 00      | 6,075 00        |
| Craie.....                             | 357 tonnes à  | 12 00       | 4,044 00        |
| Outils, réparations, frais divers..... |               |             | 6,750 00        |

Frais spéciaux du traitement... 41,201 fr. 50 c.

La valeur des métaux perdus est de 31,640 francs, et presque égale aux dépenses qu'entraîne le traitement aux fours à manche <sup>1</sup>.

<sup>1</sup> La fonte aux fours à manche à Poullaouen diffère beaucoup des fontes des résidus, faites dans les fours à tuyères en Angleterre et en Silésie.

**TROISIÈME OPÉRATION. — COUPELLATION.** — Les deux premières parties du traitement livrent à la coupellation 702 tonnes de plomb d'œuvre; le plomb des réverbères est à la teneur moyenne de 62 grammes; celui des fours à manche contient, terme moyen, 360 grammes d'argent aux 100 kilogrammes. Ces diverses qualités sont associées autant que possible, de telle manière que les coupellations ne présentent pas de notables différences pour la richesse du plomb traité; j'admettrai pour la description de l'opération que le plomb est à la teneur moyenne de 160<sup>sr</sup>,40 aux 100 kilogrammes.

Je ne tiendrai pas compte des minerais très-riches en argent de Huelgoet, qui sont passés directement à la coupelle; ils sont en très-petite quantité, et leur addition n'influe pas d'une manière sensible sur les frais des coupellations; pour le même motif, je ne parlerai pas maintenant de l'argent impur, envoyé de l'usine d'amalgamation, qui est passé à la fin des opérations, les frais de

et du traitement des minerais grillés tel qu'il est conduit à Vialas et dans d'autres usines; il n'y a donc aucune comparaison rigoureuse à essayer entre ces diverses méthodes. Cependant il peut être curieux de mettre en regard les chiffres que j'ai cités dans les chapitres précédents avec les frais de traitement qui sont relatifs à la fonte de 1 tonne des principales matières plombeuses et argentifères fondues à Poullaouen : je désigne, sous ce nom de matières principales, les terres siliceuses de Huelgoet et les crasses blanches des réverbères. Ces frais sont les suivants :

|                                   |            |           |
|-----------------------------------|------------|-----------|
| Main-d'œuvre.....                 | 2,275..... | 3 fr. 412 |
| Charbon.....                      | 0,626..... | 31 500    |
| Combustibles pour le grillage.... | 0,057..... | 0 222     |
| Fonte.....                        | 0,055..... | 8 250     |
| Craie.....                        | 0,467..... | 5 604     |
| Frais divers.....                 |            | 8 121     |

Frais spéciaux rapportés à 1 t. de matières principales. 56 fr. 909

|                                         |                                      |                  |
|-----------------------------------------|--------------------------------------|------------------|
| On produit....                          | 0,320 de plomb d'œuvre, contenant... | 1k,152 d'argent. |
| On perd.....                            | 0,080 de plomb et.....               | 0,016 —          |
| La valeur des métaux perdus est de..... |                                      | 43 fr. 52 c.     |

raffinage imputables à cet argent seront comptés parmi les dépenses de l'usine de Huelgoet.

Pour le moment je ne considère que les 702 tonnes de plomb d'œuvre, contenant 1,126<sup>k</sup>,40 d'argent, produites aux réverbères et aux fours à manche à Poullaouen.

*Opération.* — La coupelle est faite avec un mélange de calcaire madréporique, préalablement calciné dans un petit réverbère, d'argile de Montereau fortement desséchée, et de fragments d'une ancienne coupelle non imprégnés de plomb. Ces matières sont employées dans les proportions suivantes : 4 parties de merle ; 1 partie d'argile de Montereau et 4 parties de vieilles coupelles. Elles sont pulvérisées séparément, mélangées à sec, imprégnées d'environ 12 pour 100 d'eau, et retournées à diverses reprises jusqu'à ce que ce mélange soit parfaitement homogène et bien uniformément humide. Le battage de la coupelle est fait avec les précautions habituelles ; quand il est terminé, on laisse la coupelle sécher librement pendant un jour ou deux.

La charge de plomb d'œuvre est de 300 saumons, dont le poids est un peu variable ; ils pèsent ensemble de 10,000 à 11,000 kilogrammes ; je vais donner pour exemple les résultats d'une opération faite sur 11,000 kilogrammes.

La coupelle étant garnie de paille, les prises d'essai ayant été prélevées sur tous les saumons, ceux-ci sont rangés dans le four, le chapeau est mis en place, les joints sont lutés, des bottes de genêts sont jetées sur la grille et allumées.

Le feu est poussé assez activement pour que la charge soit entièrement fondue en cinq heures ; la période de formation des abzugs et des abstrichs ne dure pas plus de trois heures ; dès que les produits oxydés commencent à passer à l'état de litharges impures, la buse est

mise en place, et on lance sur le bain de 2 à 3 mètres cubes par minute. Les litharges deviennent à peu près pures et marchandes environ douze heures après le commencement de l'opération ; elles coulent alors dans des pots en fonte, placés dans l'embrasure de travail, au-dessous de la rainure creusée dans la paroi de la coupelle ; les litharges sont retirées des pots dès qu'elles sont solidifiées ; elles sont ensuite cassées au marteau, écrasées sous des pilons en bois, et séparées comme d'ordinaire en deux qualités, rouges en paillettes, et jaunes en grains ou en sable fin.

Vers la fin de l'opération, quand le chef coupelleur voit qu'il ne peut plus empêcher les litharges d'entraîner des grenailles de plomb, il cesse de les considérer comme marchandes, et les met à part. Ces litharges riches sont passées dans les lits de fusion des fours à manche.

L'éclair a lieu quarante-huit heures environ après le chargement, quand on n'a pas ajouté de minerais d'argent pendant la formation des litharges marchandes, ou d'argent impur de Huelgoet vers la fin de l'opération. Le gâteau d'argent est refroidi sur la sole avec un peu d'eau, puis retiré du four, coupé en morceaux, et porté de suite au raffinage.

En quarante-huit heures on brûle de 950 à 1,000 bottes de genêts qui coûtent seulement 27 francs le millier.

*Personnel.* — La coupellation est conduite par un chef coupelleur assisté de 4 ouvriers ; le chef est pour ainsi dire l'entrepreneur de l'opération, car il reçoit 3 fr. 95 c. par tonne de plomb coupellé, et paye sur ce prix les ouvriers et le combustible ; la préparation des matériaux et le battage de la sole sont payés séparément. Sur le prix qui lui est donné pour la coupellation de 11 ton-



nes de plomb d'œuvre, le chef coupelleur dépense environ 55 francs pour les ouvriers et le combustible, et gagne pour lui-même 8 fr. 45 c.

*Produits.* — Une opération faite sur 11 tonnes de plomb produit ordinairement :

|                                      |                                      |                             |      |
|--------------------------------------|--------------------------------------|-----------------------------|------|
| Argent brut.....                     | 17,777 à la teneur de 990 millièmes. |                             |      |
| Litharges marchandes.....            | 81,250, tenant en moyenne            | 6 gram. d'arg. aux 100 kil. |      |
| Litharges sales, abstriches, abrugs. | 1,450                                | —                           | 6 —  |
| Fonds de coupelles.....              | 1,450                                | —                           | 30 — |
| Litharges riches.....                | 0,300                                | —                           | 60 — |

Ces produits contiennent 10<sup>1</sup>,150 de plomb et 18<sup>k</sup>,795 d'argent. La perte de plomb est de 0<sup>1</sup>,850, soit d'environ 8 pour 100. On obtient dans l'argent brut et dans les produits secondaires 1<sup>k</sup>,19 d'argent en sus de la quantité indiquée par les essais des saumons.

Les litharges rouges forment un peu plus du tiers des litharges marchandes ; elles sont en belles paillettes et se vendent avec facilité ; les litharges jaunes sont encore assez belles, mais la proportion de cuivre qu'elles renferment, de 3 à 4 millièmes, leur enlève un peu de leur valeur.

*Résultats de l'année.* — Les 702 tonnes de plomb d'œuvre sont passées en 63 coupellations et donnent les produits suivants :

|                                      |                                                                   |   |      |
|--------------------------------------|-------------------------------------------------------------------|---|------|
| Argent brut.....                     | 1,140 kilogrammes, contenant 1,128 <sup>k</sup> ,60 d'argent fin. |   |      |
| Litharges marchandes.....            | 526 tonnes à la teneur de 5 à 6 gram. d'arg. aux 100 k.           |   |      |
| Litharges sales, abstriches, abrugs. | 80                                                                | — | —    |
| Litharges riches.....                | 19                                                                | — | 50 — |
| Fonds de coupelles.....              | 89                                                                | — | 30 — |

Les trois derniers produits contiennent 138 tonnes de plomb et 40 kilogrammes d'argent ; ils sont tous passés dans les lits de fusion des fours à manche. Les litharges marchandes renferment 489 tonnes de plomb. On obtient donc, dans les produits divers des coupellations,

627 tonnes de plomb ; la perte de métal est de 75 tonnes, soit d'un peu plus de 10 pour 100 du plomb coupellé ; la perte s'élève même à 12 pour 100, si on prend les résultats des essais par voie sèche pour les litharges, au lieu d'admettre leur teneur réelle de 93 pour 100 de plomb. L'argent brut contient un poids de métal fin à peu près égal à celui que les essais indiquent dans les plombs d'œuvre.

*Considérations économiques.* — Les dépenses principales des 63 coupellations sont les suivantes :

|                                                |                 |
|------------------------------------------------|-----------------|
| Main-d'œuvre... 630 jours.....                 | 1,039 fr. 50 c. |
| Bottes de genêts. 61,000 à 27 francs le mille. | 1,647 00        |
| Terres de coupelle et préparations.....        | 2,394 00        |
| Outils, réparations, frais divers.....         | 2,200 00        |
| Frais spéciaux des coupellations.....          | 7,280 fr. 50 c. |

Pour 1 tonne de plomb d'œuvre les frais spéciaux sont :

|                                                      |            |
|------------------------------------------------------|------------|
| Main-d'œuvre..... 06,897.....                        | 1 fr. 480  |
| Bottes de genêts..... 85,50, pesant 06,256....       | 2 346      |
| Préparation des coupelles.....                       | 3 410      |
| Frais divers.....                                    | 3 134      |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de plomb d'œuvre. | 10 fr. 370 |

Ces frais sont peu élevés en raison du bon marché du combustible et de la main-d'œuvre ; ils sont de beaucoup inférieurs à la valeur du plomb perdu par volatilisation, car cette valeur dépasse 50 francs pour chaque tonne de plomb coupellé.

Aux frais accusés par les nombres que je viens de citer il faudrait ajouter les dépenses nécessaires pour la préparation et pour l'emballage des litharges ; je ne peux donner à ce sujet aucun nombre certain, et je dois me contenter de signaler leur omission dans les tableaux précédents.

QUATRIÈME OPÉRATION. — RAFFINAGE. — Le raffinage de

l'argent brut est fait ordinairement aussitôt après la coupellation ; la plaque est coupée en deux morceaux, qui sont placés sur la sole supérieure du four (pl. III, fig. 14, 15). La coupelle est mise en place, et l'essayeur de l'usine, qui dirige l'opération, fait allumer les bottes de genêts dans le foyer. Il fait chauffer le four avec une grande lenteur, la coupelle n'est portée au rouge sombre qu'au bout de quatre heures.

L'argent brut est alors mis dans la coupelle et le feu est poussé plus activement ; le métal est complètement fondu en moins d'une heure. Le four est au rouge vif ; il est maintenu à cette température jusqu'à la fin de l'opération. Sous l'influence des flammes oxydantes il se forme de la litharge qui est absorbée en partie par la coupelle un peu poreuse ; le reste est solidifié à l'aide d'un peu de chaux en poudre, jetée à la surface du métal en fusion, et retiré avec un outil en fer. L'argent est purifié quand la surface reste parfaitement nette et brillante. Le chef de l'opération procède alors à la coulée dans les lingotières. Il perce avec un ringard pointu le fond de la coupelle ; l'argent est reçu dans deux lingotières en fonte, placées dans l'intervalle des deux banquettes, et préalablement chauffées. La durée totale du raffinage est de deux heures et demie à trois heures ; le four est d'abord chauffé avec des bottes de genêts, mais on emploie le bois comme combustible pendant tout le temps de l'oxydation ; pour une opération, on brûle près de 1 tonne de bois et de genêts.

L'argent raffiné est au titre de 997 millièmes ; il est obtenu dans la proportion de 98,80 pour 100 de l'argent brut. Les débris de la coupelle et les écumages sont assez riches en plomb et en argent, mais le raffinage n'en donne qu'un poids assez faible ; ces produits secondaires sont portés aux lits de fusion des fours à manche.

L'essayeur de l'usine est aidé par un seul manœuvre pour la conduite de l'opération; ce dernier est payé 1 franc par jour, mais n'est pas occupé un jour entier pour un raffinage; l'essayeur lui-même ne consacre qu'une partie de son temps à ce travail, qui est compris dans l'ensemble de ses fonctions, et ses appointements sont portés aux frais généraux; il est par suite assez difficile d'évaluer la dépense en main-d'œuvre attribuable au raffinage; j'admettrai que chaque opération demande une demi-journée au prix moyen de 2 francs.

*Résultats de l'année.* — Le raffinage des 1,140 kilogrammes d'argent brut est fait en 32 jours, et produit 1,126<sup>1</sup>/<sub>32</sub> d'argent raffiné, au titre de 997 millièmes; la perte en argent est donc seulement de 3 kilogrammes; la plus grande partie du métal précieux qui ne se retrouve pas dans les lingots rentre dans le traitement aux fours à manche, dans les débris de coupelles et dans les écumages.

Les essais des minerais de plomb et des terres siliceuses indiquent 1,120 kilogrammes d'argent dans les matières argentifères livrées à l'usine de Poullaouen; on retire donc environ 3 kilogrammes d'argent de plus que le poids accusé par les essais; la perte en argent que fait éprouver le traitement métallurgique est comparable à celles qui sont faites dans les essais au laboratoire.

*Considérations économiques.* — Les dépenses principales du raffinage sont les suivantes :

|                                  |                                 |               |
|----------------------------------|---------------------------------|---------------|
| Main-d'œuvre...                  | 48 jours à 2 francs en moyenne. | 96 francs.    |
| Bois et genêts...                | 32 tonnes à 7 — —               | 224           |
| Coupelles, frais divers.....     |                                 | 700           |
| Frais spéciaux du raffinage..... |                                 | 1,020 francs. |

Soit environ 0 fr. 90 c. par kilogramme d'argent soumis au raffinage.

Je vais présenter le résumé succinct des produits obtenus et des dépenses principales faites à l'usine de Poullaouen pour le traitement de 1,000 tonnes de galène et de 400 tonnes de terres siliceuses, renfermant, d'après les essais, 687 tonnes de plomb et 1,120 kilogrammes d'argent; je ne tiens pas compte, pour le moment, des minerais d'argent très-riches, et des gâteaux d'argent brut produits par la distillation de l'amalgame à Huelgoet.

*Produits.* — Les produits définitifs sont :

|                       |                                   |                 |
|-----------------------|-----------------------------------|-----------------|
| Argent raffiné.....   | 1,126k,52, dont la valeur est de. | 247,080 francs. |
| Litharges marchandes. | 526 tonnes — —                    | 291,500         |
| Valeur produite.....  |                                   | 538,580 francs. |

On perd 198 tonnes de plomb, dont la valeur est de 99,000 francs.

La perte en plomb s'élève à 28,85 pour 100 du métal que contiennent les minerais traités.

Pour 1 tonne de minerais de plomb et d'argent on retire :

|                       |                                  |             |
|-----------------------|----------------------------------|-------------|
| Argent raffiné.....   | 0k,805, dont la valeur est de... | 176 francs. |
| Litharges marchandes. | 0k,375 — —                       | 206         |
| Valeur produite.....  |                                  | 382 francs. |

On perd 0,133 de plomb, dont la valeur est de 66 fr. 50 c.

*Dépenses.* — Le traitement des 1,400 tonnes de minerais entraîne les dépenses suivantes :

|                                        |                   |                |
|----------------------------------------|-------------------|----------------|
| Main-d'œuvre.....                      | 3,553 jours.....  | 5,148 francs.  |
| Bois et genêts.....                    | 1,050 tonnes..... | 7,689          |
| Houille.....                           | 185 — .....       | 6,475          |
| Charbon.....                           | 454 — .....       | 21,700         |
| Fer et fonte.....                      | 52 — .....        | 9,525          |
| Craie.....                             | 337 — .....       | 4,044          |
| Terres de coupelle et préparation..... |                   | 2,594          |
| Réparations, frais divers.....         |                   | 11,150         |
| Frais spéciaux du traitement.....      |                   | 68,128 francs. |

La valeur du plomb perdu dans les diverses opérations est de beaucoup supérieure aux dépenses spéciales, nécessaires pour l'obtention des produits marchands, l'argent raffiné et les litharges.

Rapportés à la tonne de minerais, les frais spéciaux sont les suivants :

|                                                 |            |            |
|-------------------------------------------------|------------|------------|
| Main-d'œuvre.....                               | 2,40.....  | 3 fr. 677  |
| Combustibles divers...                          | 1,192..... | 25 617     |
| Fer et fonte.....                               | 0,037..... | 6 800      |
| Craie.....                                      | 0,240..... | 2 889      |
| Coupelles.....                                  |            | 1 710      |
| Frais divers.....                               |            | 7 967      |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais. |            | 48 fr. 660 |

La consommation de combustibles est très-forte, et le serait bien plus encore si les souffleries devaient être mises en mouvement par une machine à vapeur; mais à cet égard, comme pour la méthode adoptée, il n'est pas possible de comparer directement l'usine de Poul-laouen avec celles que j'ai précédemment décrites, qui emploient exclusivement des combustibles minéraux, et dans lesquelles on traite des minerais tout différents.

#### Usine d'amalgamation de Huelgoet.

Les terres rouges destinées à l'amalgamation proviennent de la préparation mécanique, et sont les parties les plus pauvres et les plus fines recueillies dans les bassins de dépôt; elles contiennent beaucoup d'argile et d'oxyde de fer, une petite quantité de sulfures métalliques et du sable fin; l'argent paraît y être contenu à l'état natif et à l'état de chlorure, de bromure, et peut-être de sulfure. On conçoit du reste qu'en raison de leur teneur très-faible, en moyenne de 50 grammes d'argent aux

100 kilogrammes, il est impossible de déterminer avec certitude quelles sont les combinaisons chimiques dans lesquelles le métal précieux se trouve engagé.

Les schlamms retirés des bassins sont étendus sur les bords, et sèchent librement à l'air jusqu'à ce qu'ils aient acquis la consistance nécessaire à leur moulage en briquettes; celles-ci ont la forme de troncs de cône, dont la hauteur est d'environ 0<sup>m</sup>,15, le diamètre de la base étant de 0<sup>m</sup>,20. Dans la belle saison les briquettes sont séchées au soleil et à l'air libre; quand il pleut, on les range sur un plancher dans l'atelier de calcination. Cette première préparation des terres rouges est faite par les ouvriers chargés de la calcination, et la rémunération de ce travail est comprise dans les prix payés pour l'opération principale.

Je vais décrire l'amalgamation à Huelgoet, en admettant que l'usine traite dans l'année 800 tonnes de terres rouges façonnées en briquettes, et à la teneur moyenne de 50 grammes d'argent.

**PREMIÈRE OPÉRATION. — CALCINATION.** — La calcination des briquettes est rendue nécessaire par l'état plastique de l'argile et de l'oxyde de fer hydraté; elle sert à faciliter la division des terres rouges en poussière très-fine, et le mélange avec le sel marin avant le chargement des matières dans le four de chloruration; elle n'exige qu'une température peu élevée. Il serait très-nuisible de chauffer trop fortement pendant cette opération, car il y aurait toujours à craindre la volatilisation d'une partie du chlorure d'argent, et un commencement d'agglomération qui s'opposerait ultérieurement au mélange intime avec le sel marin. Le but de la calcination étant ainsi défini, le danger d'une trop forte chaleur étant mis en évidence, il est facile de voir que le four employé à Huelgoet, et

précédemment décrit, ne permet pas de conduire l'opération avec les ménagements convenables. Les briquettes sont rangées les unes au-dessus des autres jusqu'à la partie supérieure du four, et sont chauffées avec des fagots placés dans les deux foyers inférieurs. La température ne saurait être régulière dans toute la masse des matières, elle décroît depuis la grille jusqu'au gueulard, et si les briquettes les plus élevées sont portées à la température suffisante, celles qui sont placées sur la grille sont beaucoup trop fortement chauffées. Le four ne présente qu'un seul avantage, la simplicité de sa construction.

*Opération.* — Dans le four complètement froid les ouvriers chargent 12 tonnes de briquettes, en les rangeant les unes au-dessus des autres, de manière à laisser partout un passage facile pour les flammes : cinq ouvriers travaillent au chargement, et ne l'ont presque jamais terminé en moins de douze heures ; des fagots enflammés sont ensuite jetés dans les deux foyers, et le feu est entretenu pendant vingt-quatre heures ; au bout de ce temps la calcination est terminée ; il ne reste plus qu'à laisser refroidir le four et à le décharger quand il est entièrement froid. Il faut encore cinq ouvriers et douze heures de temps pour le déchargement. Dans un mois on fait aisément 6 opérations ; pour chacune d'elles on brûle environ 1,000 fagots, pesant en moyenne 3<sup>k</sup>,50 ; la calcination entraîne donc une dépense assez forte de combustible, de 0<sup>k</sup>,50 par chaque tonne de terres rouges.

Les ouvriers reçoivent 18 francs pour chaque calcination ; les fagots leur sont apportés à une faible distance du four, mais ils doivent préparer et sécher les briquettes, faire le chargement et le déchargement, et entretenir le feu. Les cinq ouvriers suffisent pour 6 calcinations par mois : chacun d'eux reçoit 24 francs pour



vingt-cinq jours de travail, c'est-à-dire un peu moins de 1 franc par jour.

Le transport des terres à l'atelier de chloruration est fait dans des charrettes; il est payé régulièrement 6 fr. 50 c. par charge du four de calcination.

*Produit.*—Les terres rouges calcinées, le seul produit de l'opération, sont retirées du four en morceaux plus ou moins agglomérés; la partie inférieure de la charge est trop fortement chauffée et présente un commencement de fusion dans un grand nombre de points; la partie supérieure n'est pas exposée à une température dépassant le rouge sombre; le centre des briquettes n'est pas toujours suffisamment calciné. La perte de poids est variable avec le degré de dessiccation des terres rouges au moment du chargement; elle est en moyenne de 18 à 20 pour 100. On peut admettre que 12 tonnes de briquettes desséchées produisent en moyenne 10 tonnes de terres calcinées.

*Considérations économiques.*—De 800 tonnes de terres rouges, on obtient 660 tonnes de terres calcinées, en 66 opérations, pour lesquelles on dépense :

|                                        |                                        |               |
|----------------------------------------|----------------------------------------|---------------|
| Main-d'œuvre.....                      | 1,375 jours .....                      | 1,188 francs. |
| Fagots.....                            | 66,000, pesant 231 tonnes à 42 francs. | 2,772         |
| Transport à l'usine.....               |                                        | 429           |
| Outils, réparations, frais divers..... |                                        | 300           |
| Frais spéciaux de la calcination.....  |                                        | 4,680 francs. |

Soit par tonne de terres rouges desséchées :

|                                                      |            |           |
|------------------------------------------------------|------------|-----------|
| Main-d'œuvre.....                                    | 1,72.....  | 1 fr. 485 |
| Fagots.....                                          | 0,290..... | 3 465     |
| Transport et frais divers.....                       | 0.....     | 0 911     |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de terres rouges. |            | 5 fr. 861 |

La perte en argent que la calcination doit faire éprouver n'a pas encore été déterminée.

SECONDE OPÉRATION. — CHLORURATION. — Les terres rouges calcinées sont réduites en poussière très-fine sous une meule tournant autour d'un axe vertical sur une auge en granit; le mouvement est donné par une roue hydraulique spéciale; quant à la disposition de l'appareil et au travail, ils ne présentent rien de particulier, et je crois inutile de m'y arrêter. La matière pulvérisée est passée sur un tamis en toile métallique, dont les ouvertures ont un peu moins de 0<sup>m</sup>,002 de côté. Le chargement, le tamisage et les transports sont faits par 3 gamins, qui reçoivent chacun 0 fr. 40 c. par jour. Les terres calcinées s'écrasent en grande partie avec beaucoup de rapidité; l'appareil n'est en activité que pendant la journée, et suffit pour pulvériser en 20 jours les 60 tonnes de produits que livre par mois le four de calcination.

Les terres rouges ainsi préparées sont mélangées intimement avec 7 pour 100 de sel marin séché et réduit en poudre; le mélange est fait avec un râble dans une auge en bois, placée dans l'atelier de chloruration, à proximité du four à réverbère. L'ouvrier opère sur une charge de 500 kilogrammes de terres et de 35 kilogrammes de sel; il ne lui faut pas moins de deux heures d'un travail actif pour rendre le mélange suffisamment intime.

Dans le four à réverbère, les opérations se succèdent avec une grande régularité; le four reste en feu tant qu'on a des terres rouges en quantité suffisante; les réparations sont peu fréquentes, et ne sont pas ordinairement la cause des interruptions dans le travail. Je décrirai seulement l'élaboration d'une charge; je donnerai ensuite les résultats obtenus dans l'année. Je reviendrai sur les réactions chimiques après avoir parlé de l'amalgamation.

*Opération.* — Au moment où la charge précédente vient d'être retirée, le four est à une température élevée; on le laisse refroidir jusqu'au rouge sombre avant d'introduire la nouvelle charge, qui comprend : 500 kilogrammes de terres calcinées et porphyrisées, et 35 kilogrammes de sel marin. Ces matières sont jetées à la pelle par la porte latérale et régulièrement étendues sur toute la surface de la sole ; elles s'échauffent assez rapidement aux dépens de la chaleur accumulée dans les parois ; l'ouvrier ne commence à pousser le feu dans le foyer qu'une heure après le chargement ; il maintient la température au rouge sombre pendant deux heures, et l'élève ensuite peu à peu jusqu'au rouge cerise.

Le four est chauffé avec des fagots, les matières n'ont sur la sole qu'une très-faible épaisseur ; elles sont par conséquent soumises à une action oxydante très-énergique, que favorisent encore des râblages presque continuels. Trois heures et demie après le chargement, l'opération est terminée ; les ouvriers font sortir les matières avec des râbles et les reçoivent dans des brouettes en tôle, dans lesquelles elles sont transportées à l'atelier d'amalgamation. On passe aisément six charges en vingt-quatre heures dans le four de chloruration, en brûlant environ 500 fagots, soit 1<sup>re</sup> 650 de bois en menues branches.

*Personnel.* — Le travail de la chloruration exige la présence de deux ouvriers ; l'un d'eux conduit l'opération, l'autre est chargé des transports et de la préparation des mélanges ; ils sont payés 1 fr. 25 c. et 1 franc par poste de douze heures.

*Considérations économiques.* — Le traitement des 660 tonnes de terres rouges calcinées est fait en 220 jours d'activité, à raison de 6 charges en vingt-quatre heures.

Les dépenses principales du broyage et de la chloruration sont les suivantes :

# 658 TRAITEMENT DES MINÉRAUX DE PLOMB ARGENTIFÈRES

|                                        |                                              |               |
|----------------------------------------|----------------------------------------------|---------------|
| Main-d'œuvre....                       | ouvriers. 880 jours à 1 franc et 1 fr. 25 c. | 990 francs.   |
|                                        | gamins., 720 — à 0 fr. 40 c.....             | 288           |
| Sel marin.....                         | 46 <sup>20</sup> à 15 00 .....               | 693           |
| Fagots.....                            | 11,000, pesant 385 tonnes....                | 4,620         |
| Réparations, outils, frais divers..... |                                              | 350           |
| Frais spéciaux de la chloruration..... |                                              | 6,941 francs. |

Rapportés à 1 tonne de terres rouges non calcinées, les frais sont :

|                                                 |                          |           |
|-------------------------------------------------|--------------------------|-----------|
| Main-d'œuvre.....                               | 2 jours.....             | 1 fr. 597 |
| Sel marin.....                                  | 0 <sup>0</sup> ,058..... | 0 867     |
| Fagots.....                                     | 0 ,481.....              | 5 775     |
| Frais divers.....                               | 0 .....                  | 438       |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais. |                          | 8 fr. 677 |

TROISIÈME OPÉRATION. — AMALGAMATION. — L'atelier d'amalgamation est divisé en deux étages : en bas sont les 8 tonnes tournantes ; à l'étage supérieur sont placées 8 caisses rectangulaires, qui communiquent au besoin avec les tonnes par des manches en toile goudronnée.

Dans chacune des caisses on charge 360 kilogrammes de matières provenant du four de chloruration, avec 270 litres d'eau ; on laisse en digestion pendant vingt-quatre heures, en ayant soin de remuer fréquemment les matières solides avec des pelles en bois. Ce temps aussi long a été reconnu nécessaire pour opérer la dissolution dans l'eau du sel marin et des sels d'argent ; il est de plus extrêmement commode pour la régularité du travail des ouvriers, l'amalgamation dans les tonnes exigeant aussi vingt-quatre heures. Chaque matin on vide successivement les tonnes, on les remplit avec les matières contenues dans les caisses, et on charge de nouveau ces dernières.

Opération. — Une tonne venant d'être vidée, on y fait descendre par la manche en toile la charge contenue dans la caisse correspondant à l'étage supérieur ; la manche en toile est nettoyée avec une certaine quantité

d'eau, environ 30 litres, qui est également reçue dans la tonne ; celle-ci est bouchée avec le tampon de bois et mise en mouvement ; elle tourne pendant deux heures à raison de douze tours par minute. Pendant ce temps, les ouvriers répètent la même manœuvre pour les sept autres tonnes, et chargent de nouveau les caisses de l'étage supérieur.

Après les deux heures de rotation les tonnes sont successivement arrêtées, les ouvriers introduisent dans chacune d'elles 30 kilogrammes de mercure et environ 40 kilogrammes de fer, en rondelles de 0<sup>m</sup>,05 de diamètre ; chaque rondelle pèse de 0<sup>k</sup>,40 à 0<sup>k</sup>,50. Les tonnes sont immédiatement remises en mouvement, et tournent pendant vingt heures avec une vitesse de 18 tours par minute. L'amalgamation de l'argent est à ce moment aussi complète que le permet la nature des minerais, mais le mercure est très-divisé, et réparti avec l'amalgame d'argent en globules extrêmement petits dans toute la masse des matières ; on réunit le métal et l'amalgame en ralentissant la vitesse de rotation, et en la réduisant à 8 tours par minute pendant environ deux heures. Il ne reste plus alors qu'à faire sortir toutes les matières, et à séparer le mercure liquide, tenant l'amalgame d'argent en dissolution, des boues que renferment les tonnes.

A cet effet, on arrête la première tonne, l'ouverture étant en haut ; on enlève le tampon de bois et on le remplace par un robinet, également en bois ; on fait exécuter à la tonne une demi-révolution, ce qui amène le robinet au point le plus bas. Au-dessous on dispose deux baquets l'un dans l'autre ; leurs capacités sont d'environ 20 litres et 100 litres ; le plus grand est placé au-dessus d'un canal incliné, destiné à conduire les boues au grand réservoir, ou bassin de dépôt.

Le robinet est alors ouvert, et le mercure liquide

coule dans le plus petit des deux baquets ; on ferme le robinet dès qu'on voit les boues succéder au métal. Le baquet est enlevé et mis de côté ; on fait exécuter une demi-révolution à la tonne, afin de remplacer le robinet par un ajutage présentant un orifice d'une section plus grande ; on ramène de nouveau l'ouverture en bas, et les matières contenues dans la tonne tombent dans le grand baquet ; le trop-plein s'écoule par le canal dans le bassin de dépôt. Les disques en fer ne peuvent sortir par l'ajutage, on les retire quand toutes les matières boueuses sont sorties.

Une nouvelle charge est introduite dans la tonne, et le même travail est répété successivement pour les deux rangées.

Le mercure contenu dans les petits baquets est mélangé d'une certaine quantité de schlamms qui viennent nager à la surface, et qu'il est facile de séparer sans perte de métal ; dans les grands baquets, dans les canaux, et dans le grand réservoir, se trouve avec les schlamms une petite quantité de mercure et d'amalgame, en globules très-fins, que la rotation lente n'a pas réunis à la masse métallique liquide. On en retire une grande partie en soumettant ces schlamms à une véritable préparation mécanique, terminée par le lavage de la portion la plus lourde sur des tables dormantes.

*Personnel.* — Toutes les manœuvres sont faites par 2 ouvriers, 2 gamins et 4 femmes ; ces dernières ne sont employées que pour le lavage des résidus, elles ne sont occupées que pendant trois ou quatre jours par mois. Les ouvriers reçoivent 1 fr. 50 c. par poste ; les gamins 0 fr. 40 c., et les femmes 0 fr. 75 c.

*Produits.* — L'amalgamation ne donne que deux produits : le mercure liquide tenant en combinaison et en dissolution la plus grande partie de l'argent des terres

rouges ; les résidus quartzeux et ferrugineux, qui retiennent toujours une petite quantité du métal précieux. La dissolution saline n'est pas recueillie, on ne cherche pas à retirer le sel qu'elle contient.

Dans le travail d'une journée, les 8 tonnes emploient 240 kilogrammes de mercure, pour 1<sup>k</sup>,612 d'argent contenu dans les 8 charges, et provenant de 3<sup>k</sup>,224 de terres rouges non calcinées ; on obtient ordinairement 240<sup>k</sup>,40 de mercure liquide, contenant, terme moyen, 1<sup>k</sup>,45 d'argent.

Les résidus contiennent une proportion très-variable d'argent ; quand toutes les opérations sont bien conduites, quand les terres soumises au traitement renferment très-peu de sulfure d'argent, les résidus ne rendent pas à l'essai plus de 2 à 3 grammes d'argent pour 100 kilogrammes. Ils sont notablement plus riches quand les minerais contiennent des sulfures métalliques, et quand en même temps le grillage n'a pas été prolongé pendant plusieurs heures.

On peut admettre que les résidus retiennent en moyenne de 5 à 6 grammes d'argent par 100 kilogrammes, et c'est là la cause principale de perte d'argent dans les opérations.

*Compression de l'amalgame.* — Le mercure retiré des tonnes d'amalgamation est filtré à travers un disque en bois de hêtre, fixé au fond d'un cylindre en fonte ; j'ai donné précédemment la disposition de l'appareil, pl. IV, fig. 11, je vais maintenant indiquer de quelle manière l'opération est conduite. Le mercure argentifère est amené par le tuyau *b* dans le cylindre en fonte B ; le robinet *b* est fermé ; la communication avec la presse hydraulique est ouverte, la pression de l'eau fait passer le mercure dans le cylindre A, au fond duquel est fixé le filtre en bois.

Le robinet *b'* est alors fermé, et la communication est ouverte entre le cylindre A et la presse hydraulique; sous la pression de l'eau, le mercure libre filtre à travers les pores du bois; il reste dans le cylindre un amalgame solide, très-riche en argent. Le mercure liquide est reçu dans la cuvette en fonte placée au-dessous du cylindre, et se rend par un tuyau incliné dans le troisième cylindre C. De là il est renvoyé par la pression de l'eau, transmise à l'aide du tube *c'*, jusque dans la cuve fermée, qui sert de réservoir de mercure dans l'atelier des tonnes tournantes.

Quand l'opération est terminée, on retire l'amalgame solide en démontant le fond supérieur du cylindre A, on vérifie l'état du tampon de bois, et on le remplace s'il y a lieu; c'est la seule partie un peu longue du travail, car pour tout le reste l'ouvrier n'a qu'à tourner les robinets en temps utile. L'appareil est en lui-même un peu compliqué, mais il offre le très-grand avantage de la simplicité des manœuvres, et surtout il évite aux ouvriers tout contact avec le mercure liquide.

La teneur en argent de l'amalgame solide est variable avec l'énergie de la compression; on peut aisément dépasser le titre de 20 pour 100, et même atteindre celui de 33 pour 100. Pour le travail d'une journée, on retire ordinairement 5<sup>k</sup>,80 d'amalgame solide, contenant 1<sup>k</sup>,45 d'argent, et on renvoie à l'atelier d'amalgamation 234<sup>k</sup>,60 de mercure. On n'a besoin d'ajouter dans le réservoir et pour le travail du lendemain que 5<sup>k</sup>,40 de mercure. Les opérations pourraient se succéder pendant un mois entier sans qu'il fût besoin de distiller l'amalgame solide, si on avait un approvisionnement de 375 kilogrammes de mercure.

*Considérations économiques.* — Dans l'année entière, et pour le traitement de 800 tonnes de terres rouges, les



tonnes doivent être en activité pendant 248 jours ; on produit 1,440 kilogrammes d'amalgame solide, contenant 559 kilogrammes d'argent ; la perte de métal précieux est par conséquent de 41 kilogrammes, soit d'environ 10 pour 100 de l'argent indiqué par les essais des terres rouges. La perte de mercure est d'environ 300 kilogrammes, c'est-à-dire de 83 pour 100 du poids de l'argent retiré à l'état d'amalgame solide ; pour 1 tonne de terres rouges, les pertes sont de 0<sup>k</sup>,051 d'argent et de 0<sup>k</sup>,375 de mercure.

Les dépenses principales faites pour l'amalgamation sont les suivantes :

|                                       |                                         |                 |
|---------------------------------------|-----------------------------------------|-----------------|
| Main-d'œuvre....                      | 1,136 jours.....                        | 1,050 fr. 40 c. |
| Mercure perdu...                      | 0 <sup>k</sup> ,300 à 12,000 francs.... | 3,600 00        |
| Fer métallique...                     | 7 tonnes à 300 — .....                  | 2,100 00        |
| Réparations, frais divers.....        |                                         | 1,100 00        |
| Frais spéciaux de l'amalgamation..... |                                         | 7,850 fr. 40 c. |

Rapportées à 1 tonne de terres rouges (non calcinées), les dépenses principales sont :

|                                                 |                          |           |
|-------------------------------------------------|--------------------------|-----------|
| Main-d'œuvre.....                               | 11,420.....              | 1 fr. 313 |
| Mercure.....                                    | 0 <sup>k</sup> ,375..... | 4 500     |
| Fer.....                                        | 8 ,75.....               | 2 625     |
| Frais divers.....                               | 1 .....                  | 375       |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais. |                          | 9 fr. 813 |

La valeur de l'argent perdu dans l'amalgamation est de 11 fr. 22 c. pour chaque tonne de minerais mis en traitement.

QUATRIÈME OPÉRATION. — DISTILLATION. — La distillation de l'amalgame solide est faite à des intervalles à peu près réguliers, deux ou trois fois au plus par mois. La

cornue de fonte (pl. IV, fig. 10) est placée horizontalement dans un four de calcination construit en briques ; le fond et le col de la cornue dépassent les parois ; au col est adapté à frottement dur un tube de fer, destiné à conduire les vapeurs mercurielles dans un récipient contenant de l'eau.

Le fond de la cornue est boulonné après l'introduction de l'amalgame ; chaque distillation est faite sur 25 à 26 kilogrammes.

L'appareil étant monté, on chauffe peu à peu la cornue jusqu'au rouge vif, tant qu'il se produit du mercure ; on enlève ensuite le feu, on attend que la cornue soit entièrement refroidie pour démonter son fond et retirer les gâteaux d'argent. La durée ordinaire d'une distillation est de quatre heures ; il est possible d'en faire deux dans la même journée, en brûlant 0<sup>e</sup>,165 de coke et de charbon de bois.

Les distillations sont conduites par le contre-maitre de l'usine, assisté d'un gamin.

*Produits.* — La distillation donne deux produits : l'argent brut et le mercure.

L'argent brut est en masses spongieuses, dont la forme est à peu près celle des gâteaux d'amalgame ; il ne retient que des traces de mercure, mais il contient un peu de plomb, quand les terres rouges traitées sont mélangées de galène ; il est envoyé à Poullaouen, et passé dans les coupellations.

Le mercure condensé dans l'eau entraîne un peu d'argent, mais ce métal n'est pas perdu, puisque le mercure est employé de nouveau pour l'amalgamation. La distillation ne fait perdre qu'un poids très-faible de mercure, à moins qu'il n'arrive un accident à la cornue, ce qui est extrêmement rare ; pour l'année entière, la perte ne dépasse pas 6 kilogrammes.

Outre ces deux produits principaux, on recueille dans les angles de la cornue une petite quantité de matières pulvérulentes, plus ou moins riches en argent; elles sont portées à Poullaouen et passées dans la fonte au four à manche; ce produit est trop secondaire pour que j'en tienne compte dans le tableau des résultats obtenus.

*Considérations économiques.* — La distillation des 1,440 kilogrammes d'amalgame solide est faite en 58 distillations, ou en 29 jours d'activité; elle donne 360 kilogrammes d'argent brut, contenant 359 kilogrammes d'argent fin, et perd environ 6 kilogrammes de mercure.

Elle entraîne les dépenses suivantes :

|                                        |                            |               |
|----------------------------------------|----------------------------|---------------|
| Main-d'œuvre...                        | 29 jours à 1 franc.....    | 29 fr. 00 c.  |
| Mercure.....                           | 6 kilogrammes à 12 francs. | 72 00         |
| Coke et charbon..                      | 4,785 à 55 francs.....     | 263 17        |
| Frais divers.....                      |                            | 100 00        |
| Frais spéciaux de la distillation..... |                            | 464 fr. 17 c. |

Dans ce tableau je n'ai pas porté les journées du contre-maître, dont le salaire doit être réparti entre toutes les opérations faites à l'usine; j'en tiendrai compte dans le résumé des frais.

Pour 1 tonne de terres rouges non calcinées les frais de distillation s'élèvent à 0 fr. 580.

L'argent brut envoyé à Poullaouen est passé dans les coupellations, ce qui n'augmente pas d'une manière sensible les frais inhérents au traitement des plombs d'œuvre; il n'y a donc pas lieu de tenir compte des frais de fusion de l'argent brut, mais il faut ajouter aux frais spéciaux, exposés plus haut, les dépenses relatives au raffinage pour 360 kilogrammes d'argent.

Ces dépenses sont les suivantes :

|                                  |                         |               |
|----------------------------------|-------------------------|---------------|
| Main-d'œuvre.....                | 154,20 à 2 francs ..... | 30 fr. 40 c.  |
| Bois et genêts.....              | 104,12 à 7 — .....      | 70 84         |
| Coupelles et frais divers.....   |                         | 221 20        |
| Frais spéciaux du raffinage..... |                         | 322 fr. 44 c. |

Résumé.

Soit, par tonne de terres rouges non calcinées, 0 fr. 403.

Le traitement de 800 tonnes de terres rouges à l'usine de Huelgoet, la fusion de l'argent brut et le raffinage faits à Poullaouen, produisent 359 kilogrammes d'argent raffiné; la perte d'argent, calculée d'après la teneur des minerais déterminée par de nombreux essais, est de 41 kilogrammes, c'est-à-dire de 10 pour 100 du métal contenu dans les terres rouges.

Les dépenses principales sont les suivantes :

|                                   |                        |
|-----------------------------------|------------------------|
| Surveillance.....                 | 1,200 fr. 00 c.        |
| Main-d'œuvre....                  | 4,154,20..... 5,575 80 |
| Combustibles.....                 | 6504,905..... 7,726 01 |
| Sel marin.....                    | 46,20..... 693 00      |
| Mercure.....                      | 0,306..... 3,672 00    |
| Fer.....                          | 7 tonnes..... 2,100 00 |
| Frais divers.....                 | 2,500 20               |
| Frais spéciaux du traitement..... | 21,467 fr. 01 c.       |

Pour 1 tonne de terres rouges on obtient 04,449 d'argent, dont la valeur est de 98 fr. 78 c. On perd 04,051 d'argent, dont la valeur est de 11 fr. 22 c.

Les frais de traitement sont :

|                                                 |                    |
|-------------------------------------------------|--------------------|
| Surveillance.....                               | 1 fr. 500          |
| Main-d'œuvre.....                               | 51,194..... 4 469  |
| Combustibles.....                               | 04,789..... 9 658  |
| Sel marin.....                                  | 0,058..... 0 866   |
| Mercure.....                                    | 0,00038..... 4 590 |
| Fer.....                                        | 0,0088..... 2 625  |
| Frais divers.....                               | 3 125              |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais. | 26 fr. 853         |

La différence entre la valeur de l'argent, retiré des minerais, et les frais spéciaux du traitement est assez grande

pour couvrir les dépenses de l'exploitation, celles de la préparation mécanique, les frais généraux, et pour assurer en outre à la compagnie des bénéfices assez importants. Il serait certainement possible de traiter avec avantage par amalgamation des terres rouges encore plus pauvres. Je ne possède pas les renseignements nécessaires pour calculer les frais généraux et les dépenses de l'exploitation, et je ne peux déterminer avec exactitude la limite inférieure de richesse en argent, à laquelle l'amalgamation des terres rouges, à Huelgoet, cesserait d'être possible. Cette limite doit varier beaucoup avec l'importance de la production, car les frais généraux restent à peu près constants en valeur absolue, et pèsent d'autant plus sur le prix de revient de la tonne de minerais que le chiffre de l'extraction est plus faible; elle dépend également des difficultés que présente l'exploitation, difficultés variables dans une mine aussi ancienne que Huelgoet. Dans les conditions actuelles, je ne crois pas qu'il y ait avantage à traiter par amalgamation des terres rouges rendant à l'essai moins de 50 grammes aux 100 kilogrammes.

*Observation.* — Il serait extrêmement intéressant de comparer les frais de traitement des terres rouges, par l'amalgamation, à Huelgoet, et par la fonte avec des matières plombeuses, à Poullaouen; mais cette comparaison n'est pas possible, les dépenses que nécessite la fusion des terres rouges, à Poullaouen, sont confondues avec celles qu'entraîne le traitement des résidus plombeux de toute l'usine, et on ne peut pas distinguer quelle fraction de ces dépenses doit être attribuée aux terres rouges. On peut seulement évaluer quel avantage aurait l'usine de Poullaouen à traiter les minerais d'argent de Huelgoet, en achetant les galènes aux conditions les plus ordinaires de l'industrie, par exem-

ple à celles qui sont imposées par l'usine de Biache (près d'Arras). Ces conditions sont les suivantes : de la teneur en plomb indiquée par l'essai, on retranche 7 unités, le reste du plomb est payé à raison de 500 francs la tonne ; on retranche 65 francs par tonne de minerais pour frais de fusion. L'argent est payé 210 francs par kilogramme, et on déduit 60 francs par tonne de plomb d'œuvre pour les frais d'extraction de l'argent. D'après ce mode d'achat, les galènes analogues à celles de Poullaouen, rendant à l'essai 66 pour 100 de plomb et 32 grammes d'argent aux 100 kilogrammes, sont payées 262 francs par tonne.

Je suppose que l'usine de Poullaouen achète 1,000 tonnes de minerais dans ces conditions, et qu'elle traite 400 tonnes des terres rouges de Huelgoet. Dans cette hypothèse, je vais calculer les dépenses du traitement et la valeur des produits obtenus. L'achat de 1,000 tonnes de minerais occasionne une dépense de 262,000 francs. La somme des frais de traitement de ces minerais, et de 400 tonnes de terres rouges de Huelgoet, s'élève à 68,125 francs ; elle est indépendante de la richesse des terres rouges.

Le traitement donne les produits suivants :

|                                                                          |                 |
|--------------------------------------------------------------------------|-----------------|
| Argent provenant des galènes. 326 <sup>k</sup> ,32 dont la valeur est de | 71,790 francs.  |
| Litharges marchandes..... 526 tonnes                                     | — 291,500       |
| Valeur retirée des minerais de plomb.....                                | 363,290 francs. |

Les dépenses faites pour l'achat des galènes et pour les frais spéciaux du traitement sont seulement de 330,125 francs.

Je ne tiens pas compte des frais généraux, mais je dois faire observer qu'ils seraient peut-être moins élevés dans l'hypothèse que je considère, du traitement des terres rouges par fusion avec des résidus plombés provenant de minerais achetés. Je suppose que les terres

rouges soient, comme celles traitées à Huelgoet par amalgamation, à la teneur de 50 grammes aux 100 kilogrammes, et je vais rapporter à 1 tonne de terres rouges les dépenses et les produits :

|                                                                      |                     |          |
|----------------------------------------------------------------------|---------------------|----------|
| <i>Dépenses.</i> Achat des minerais de plomb.....                    | 655 fr. 00 c.       |          |
| Frais de traitement.....                                             | 170                 | 21       |
| Dépenses rapportées à 1 tonne de terres rouges.                      | 825 fr. 21 c.       |          |
| <i>Produits.</i> Litharges marchandes. 11,315 dont la valeur est de. | 728 fr. 75 c.       |          |
| Argent retiré des galènes.....                                       | 0 <sup>h</sup> ,816 | — 179 52 |
| Argent retiré des terres rouges.....                                 | 0,500               | — 110 00 |
| Valeur produite.....                                                 | 1,018 fr. 27 c.     |          |

La différence entre la valeur produite et les dépenses faites, rapportées toutes les deux à 1 tonne de terres rouges (à la teneur de 50 grammes aux 100 kilogrammes), est de 193 fr. 05 c. Dans le traitement par amalgamation, à Huelgoet, la valeur de l'argent retiré de 1 tonne de terres rouges, de même teneur, ne surpasse les frais de traitement que de 71 fr. 95 c.

Il suffit de comparer ces deux résultats pour acquérir la certitude qu'il y aurait un très-grand avantage à traiter les terres rouges, à la teneur de 50 grammes, par les procédés adoptés à Poullaouen; on devrait renoncer à l'amalgamation, s'il était possible d'acheter en quantité suffisante des minerais aussi riches que ceux de Poullaouen, et aux conditions énoncées plus haut. Il est à peine nécessaire d'ajouter que, dans le traitement par les minerais de plomb, les bénéfices proviennent en partie de l'argent des terres rouges, et en partie de la vente des produits retirés des minerais de plomb achetés.

**CONSIDÉRATIONS THÉORIQUES SUR L'AMALGAMATION.** — L'amalgamation, telle que je viens de la décrire, est une modification de la méthode primitivement adoptée par

M. Yuncker; dans le principe, les minerais contenaient l'argent à l'état natif, à l'état de chlorure et de bromure; ils ne renfermaient ni sulfure d'argent, ni sulfures métalliques; l'amalgamation était faite directement sur les terres rouges calcinées. Elles étaient pulvérisées, puis mises en digestion dans les caisses avec du sel marin et du *magistral*, et enfin traitées dans les tonnes tournantes par le fer et par le mercure. Les résidus des opérations retenaient bien rarement plus de 2 grammes d'argent aux 100 kilogrammes. La composition chimique des terres rouges a changé au bout de plusieurs années, et les variations dans l'état chimique de l'argent ont été dénoncées par la richesse plus grande des résidus de l'amalgamation; il a fallu modifier la méthode suivie jusqu'alors, et on a été conduit, après quelques tâtonnements, à la série des opérations que j'ai décrites.

Pour mettre nettement en lumière les réactions chimiques, à la suite desquelles l'argent des minerais peut passer presque en totalité à l'état d'amalgame, je crois utile de considérer successivement les deux méthodes employées à diverses époques à Huelgoet, et répondant à des états chimiques différents de l'argent dans les minerais.

*Ancienne méthode.* — Les terres rouges contiennent l'argent très-divisé, à l'état natif, à l'état de chlorure ou de bromure, disséminé dans des sables argileux et ferrugineux. La calcination à laquelle elles sont d'abord soumises doit enlever à l'argile et à l'oxyde de fer leur propriété plastique, qui dans les tonnes s'opposerait plus ou moins au progrès de l'amalgamation; l'opération doit par suite être faite à une température assez élevée pour expulser l'eau combinée à l'oxyde de fer et à l'argile; une chaleur trop forte est nuisible, d'abord parce qu'elle



produit l'agglomération d'une partie des matières, et rend par là la pulvérisation ultérieure plus difficile, ensuite et principalement parce qu'elle expose à des pertes notables par la volatilisation du chlorure d'argent.

Les terres convenablement calcinées et pulvérisées contiennent : du sable quartzeux ; de l'argile et du peroxyde de fer anhydres ; de l'argent natif ; du chlorure et du bromure d'argent complètement altérés par l'action de la lumière, insolubles par conséquent dans une dissolution de chlorure de sodium.

Ces matières sont mises en digestion pendant vingt-quatre heures dans une dissolution de sel marin et de magistral, contenant : 6,20 de sel marin ; 1,50 de sulfate de fer renfermant 5 pour 100 de son poids de sulfate de cuivre ; et 1 d'alun pour 100 de terres rouges calcinées. Elles sont ensuite traitées dans les tonnes par le fer et par le mercure. Dans les caisses, et par l'action prolongée des sulfates un peu acides, le chlorure et le bromure d'argent reprennent leur solubilité dans le chlorure de sodium, et se dissolvent à peu près complètement. Cette dissolution est le seul but de la digestion préalable ; elle ne pourrait pas être obtenue sans l'addition du magistral un peu acide, car le chlorure et le bromure d'argent altérés à la lumière ne sont pas solubles dans une liqueur qui ne renferme que du chlorure de sodium. L'emploi du magistral un peu acide correspond à ce qui est fait journellement dans les laboratoires, quand les chimistes ont besoin de rendre au chlorure d'argent, altéré à la lumière et calciné, sa solubilité, soit dans l'ammoniaque, soit dans une dissolution de chlorures alcalins ; ils traitent le chlorure d'argent par un acide jusqu'à ce qu'il soit devenu blanc. Dans le procédé industriel, le magistral n'a besoin d'être que faiblement acide, puisque son action est prolongée pendant vingt-quatre heures : il est sans action sur le per-

oxyde de fer et sur l'argile anhydres, que contiennent les terres rouges calcinées; il est de même sans action sensible sur l'argent métallique.

Les matières introduites dans les tonnes sont soumises à un mouvement de rotation assez rapide pour maintenir toutes les substances solides en suspension; pendant cette première période, qui dure environ deux heures, s'achèvent les réactions du magistral et la dissolution des sels d'argent, incomplètes dans les caisses en raison de la difficulté de mettre toutes les matières solides en suspension dans le liquide. Après les deux premières heures de rotation, la seule partie de l'argent qui n'est pas en dissolution est celle que les terres calcinées contiennent à l'état métallique; il est disséminé en grains très-fins dans les matières qui doivent rester inertes pendant toute l'opération: le sable quartzeux, l'argile et l'oxyde de fer. En dissolution se trouvent avec le chlorure de sodium en excès: les sels fer, de cuivre, de potasse, d'alumine et d'argent.

On arrête les tonnes pour charger des disques de fer et du mercure, tous les deux en grand excès, et on fait tourner pendant plus de vingt heures, avec une vitesse de 18 tours par minute, assez grande pour produire la division en globules très-fins de la majeure partie du mercure; les matières fines et la dissolution sont entraînées dans le mouvement de rotation des tonnes, tandis que les disques de fer, beaucoup plus lourds, ne s'élèvent guère au-dessus de l'axe et labourent, en retombant, toute la masse des matières liquides et solides. Par la vitesse des tonnes, et par les dimensions des morceaux de fer, on produit en peu de temps la division du mercure et sa répartition en globules très-fins dans les matières; et en même temps le contact répété de toutes les parties du liquide avec les surfaces du fer métallique.

Dans ces conditions, le fer et le mercure agissent lentement sur les sels d'argent qui sont en dissolution, et précipitent une partie du métal fin, qui se combine ensuite avec le mercure; mais la précipitation de l'argent par ces deux actions ne pourrait être complète qu'au bout d'un temps extrêmement long, parce que la dissolution contient une proportion très-faible de sels d'argent, et que par suite il n'y a pas contact suffisamment intime des sels avec les deux métaux. Il faut donc chercher une autre réaction pour expliquer la précipitation complète en un temps relativement très-court, en moins de vingt heures. Cette réaction résulte de la présence du magistral, qui contient, ou qui produit du sulfate de protoxyde de fer, et un peu de sulfate d'oxydure de cuivre, au contact du fer métallique; le sel de fer est en quantité beaucoup plus grande que celui de cuivre; tous les deux se comportent à peu près de même, c'est par conséquent au sel de fer que doit être attribuée presque toute l'action chimique. Le sulfate de protoxyde de fer est un réductif assez énergique pour décomposer avec une certaine rapidité le chlorure et le bromure d'argent, en produisant des sels de peroxyde de fer, que le contact du fer métallique ramène incessamment à l'état de sels de protoxyde. La solubilité de cet agent de réduction lui permet d'agir sur la totalité des sels d'argent en dissolution, et de produire la précipitation complète du métal précieux. En présence du fer il ne peut d'ailleurs se former des sels de mercure, et par conséquent, s'il y a perte de mercure dans l'opération, on ne doit pas l'attribuer à la chloruration de ce métal. Il agit principalement pour former un amalgame avec l'argent réduit, et avec l'argent métallique contenu dans les terres rouges calcinées, et pour réunir l'amalgame quand, les réactions étant terminées, on ralentit la rotation des tonnes.

Le sulfate de fer est le véritable agent de précipitation de l'argent; le rôle chimique principal du fer métallique est de maintenir en dissolution un excès suffisant de sels de protoxyde de fer. Le sulfate de cuivre exerce une très-faible action sur les sels d'argent, dans les cuves et pendant l'amalgamation proprement dite; peut-être agit-il pendant la digestion préalable, par le faible excès d'acide qu'il apporte au magistral, pour faciliter la dissolution des sels d'argent altérés à la lumière et calcinés.

Dans les tonnes il ne produit qu'une très-minime quantité de cuivre métallique; parce qu'il est en proportion extrêmement faible dans la dissolution. Le fer ne peut le décomposer que partiellement; il doit former presque exclusivement des sels de cuivre au minimum, lesquels contribuent à la précipitation de l'argent. La petite quantité de cuivre qui est précipitée se combine avec le mercure et se réunit à l'amalgame d'argent. L'alun ne peut donner lieu à aucune action chimique. D'après ces considérations, un magistral, composé seulement de sulfate de fer, légèrement acide, donnerait d'aussi bons résultats que le mélange des sulfates de fer et de cuivre, et d'alun, anciennement employé à Huelgoet.

La réunion de l'amalgame et du mercure en présence des sables plus ou moins fins, que la vitesse de rotation à 8 tours par minute ne maintient pas entièrement en suspension dans le liquide, n'est jamais tout à fait complète; aussi trouve-t-on des grains d'amalgame, et des globules très-fins de mercure, jusque dans le grand bassin de dépôt. On en recueille une partie par le lavage des schlamms les plus lourds sur des tables dormantes. Cette difficulté de réunion du mercure, et de l'amalgame qu'il doit dissoudre, est la principale cause de perte de mercure et d'argent pendant l'amalgamation; elle devient très-importante quand la calcination a été mal con-

duite, et n'a pas enlevé à l'argile et à l'oxyde de fer toute leur plasticité, parce que dans ce cas les matières contenues dans les tonnes prennent une consistance visqueuse, qui s'oppose beaucoup à la réunion du mercure. La même cause empêche le lavage des résidus d'avoir une grande efficacité. La manière dont la calcination est conduite a une grande influence sur les pertes de mercure et d'argent.

Quand toutes les opérations sont faites avec les soins convenables, la perte d'argent est d'environ 30 grammes par tonne de terres rouges desséchées; la perte de mercure ne dépasse pas 0<sup>k</sup>,250 par tonne de terres rouges mises en traitement.

Dans l'amalgamation, conduite comme je viens de l'indiquer, le sulfure d'argent et les sulfures métalliques, blende, galène, pyrite de fer, qui accompagnent l'argent natif, le chlorure et le bromure dans quelques quartiers de la mine de Huelgoët, ne sont pas notablement altérés et se retrouvent presque en entier dans les résidus; ces derniers sont riches en argent, et leur teneur peut servir à évaluer approximativement la proportion de sulfure d'argent contenu dans les terres rouges.

En employant un excès de magistral renfermant du sulfate de peroxyde de fer, et en prolongeant la digestion préalable dans les caisses, on peut obtenir des résidus un peu plus pauvres, mais ils ne le sont jamais autant que dans le cas précédemment considéré, de l'absence de tout sulfure; de plus, quand les minerais contiennent d'autres sulfures métalliques, l'emploi d'un pareil magistral en excès ne donnerait pas des résultats suffisamment économiques, parce que la perte de mercure serait très-forte.

Il est facile de se rendre compte de ces deux faits.

En présence du magistral contenant du peroxyde de fer, les sulfures métalliques sont lentement attaqués par

le sulfate de peroxyde de fer, mais les métaux seuls sont dissous, le soufre se sépare à l'état libre, et reste mélangé avec les autres matières solides. Dans les tonnes, le soufre se combine, au moins en partie, avec le mercure, et forme du sulfure; il y a donc perte de mercure d'autant plus forte que le magistral a pu agir sur une quantité plus grande de sulfures métalliques.

La blende est attaquée à froid par les sels de peroxyde de fer moins difficilement que la galène et que le sulfure d'argent; la pyrite de fer n'éprouve presque aucune altération. C'est donc la blende qui est le plus nuisible de tous les sulfures métalliques, dans l'amalgamation faite sans grillage préalable; la pyrite de fer ne l'est presque pas.

L'action du sulfate de peroxyde de fer sur le sulfure d'argent n'est jamais complète, quel que soit l'excès du magistral employé; il n'est donc pas convenable d'adopter la méthode précédente quand on s'aperçoit de la présence du sulfure d'argent dans les terres rouges, même en l'absence d'autres sulfures métalliques.

*Méthode actuelle.* — La méthode d'amalgamation actuellement employée à Huelgoet, et pour laquelle j'ai donné la description des opérations et les résultats économiques, s'applique aux terres rouges qui contiennent une proportion notable de pyrites, et qui renferment une partie de l'argent à l'état de sulfure; les résultats ne sont pas modifiés par la présence de la blende, mais l'amalgamation est difficile quand les minerais contiennent de la galène. Je supposerai d'abord, pour ne pas compliquer les explications théoriques, que les terres rouges ne contiennent pas de galène, je reviendrai ensuite sur les difficultés apportées par ce minéral.

La calcination a le même but et la même importance que dans l'ancienne méthode; la chloruration étant faite

à température trop basse pour enlever l'eau à l'argile et à l'oxyde de fer, il faut que ces deux corps aient perdu toute leur plasticité, absolument comme dans le cas où les terres rouges sont chargées dans les tonnes sans avoir subi le grillage et la chloruration.

Les terres calcinées et réduites en poussière fine sont mélangées avec du sel marin, et chauffées au rouge sombre, pendant trois ou quatre heures, sur la sole d'un four à réverbère. La charge est très-faible relativement à la surface de la sole, les flammes sont très-oxydantes; de plus, les matières sont presque constamment remuées au râteau ou à la spadelle. Les conditions sont donc aussi favorables que possible à une oxydation complète des sulfures, et à la production des sulfates. Les sulfures d'argent et de zinc se transforment simplement en sulfates, qui sont, à la fin de l'opération, partiellement transformés en chlorures, par doubles décompositions avec le chlorure de sodium. La pyrite de fer produit non-seulement du sulfate de fer, mais encore de l'acide sulfurique en excès; ce dernier agit en partie sur les sels d'argent, en partie sur le chlorure de sodium; la première action produit du sulfate d'argent; la seconde du sulfate de soude, et toutes les deux de l'acide hydrochlorique <sup>1</sup>. Les sulfates d'argent et de fer produisent, avec le chlorure de sodium, et par doubles décompositions, une certaine quantité de sulfate de soude et des chlorures d'argent et de fer. Le point important, le résultat utile de ces réactions, est que le chlorure et le bromure d'argent altérés à la lumière, et insolubles dans une dissolution de chlorure de sodium, sont transformés en sels d'argent, sulfate ou chlorure, solubles dans cette dissolution. Ce résultat est exclusivement dû à la présence de

<sup>1</sup> La première produit un peu d'acide hydrobromique quand les minerais contiennent du bromure d'argent.

la pyrite de fer ; le résultat n'est complètement atteint que si les pyrites sont en excès suffisant.

Ainsi par le grillage on arrive à rendre soluble dans une dissolution de sel marin l'argent que les minerais calcinés contiennent à l'état de sulfure, et de chlorure ou de bromure altérés à la lumière ; pour ces derniers, on obtient par voie sèche, et grâce à la présence des pyrites, le même résultat qui est produit par le magistral, et par voie humide, dans l'ancienne méthode d'amalgamation. Quand les terres rouges ne contiennent pas de pyrites, le grillage n'est utile que pour la transformation du sulfure d'argent ; il faut ajouter dans le four du grillage, soit des pyrites, soit des sulfates de fer et d'alumine ; ces deux sulfates abandonnent, au rouge sombre, une partie de leur acide, et se comportent aussi utilement que les pyrites elles-mêmes.

On termine l'opération par un coup de feu peu prolongé, mais on a grand soin de ne pas trop élever la température, afin d'éviter à peu près complètement la volatilisation des chlorures métalliques.

Le chlorure d'argent n'est pas très-volatil, mais il est entraîné facilement par ceux de fer et de zinc, qui le sont bien davantage. Le coup de feu n'a pas une très-grande influence sur les résultats de l'amalgamation ; il ne sert qu'à transformer une partie du sulfate d'argent en chlorure, qui est un peu plus rapidement soluble que le sulfate dans une dissolution de sel marin ; comme les deux sels d'argent sont solubles, la transformation en chlorure ne peut avoir d'autre résultat que d'abréger un peu la durée de la digestion dans les caisses, qui précède l'amalgamation dans les tonnes. On peut donc à volonté supprimer le coup de feu après le grillage ou le donner, mais il est essentiel, dans le cas où on le donne, de modérer beaucoup la température.



Les matières retirées du four sont bien préparées pour la dissolution et pour l'amalgamation ; après la digestion dans l'eau prolongée pendant vingt-quatre heures dans les caisses, après la première rotation de deux heures dans les tonnes, l'argent qui n'est pas en dissolution est en totalité à l'état métallique ; la dissolution contient des sels de fer au maximum, qui sont bientôt ramenés au minimum par les disques de fer et par le mercure.

Les matières sont dans les tonnes tout à fait dans les mêmes conditions que dans l'ancienne méthode ; les actions chimiques du fer et du mercure sont identiques avec celles que j'ai précédemment exposées ; l'argent passe presque en totalité à l'état d'amalgame, sans qu'il soit nécessaire d'ajouter du magistral. Les résidus sont cependant un peu moins pauvres que ceux de l'ancienne méthode ; on doit l'attribuer à ce qu'il est impossible d'oxyder pendant le grillage la totalité du sulfure d'argent. Les sels de zinc, formés pendant le grillage et la chloruration, sont en dissolution, mais ils ne sont pas décomposés par le fer et ne participent pas aux réactions chimiques qui amènent l'argent à l'état d'amalgame. Ils ne servent pas et ils ne nuisent pas à l'amalgamation. La blende que peuvent contenir les terres rouges est donc sans effet utile ou nuisible dans toutes les opérations, au moins tant qu'elle se trouve en petite quantité. Une forte proportion de blende, au contraire, force à prolonger le grillage et peut occasionner une perte d'argent assez notable ; il se produit, en effet, dans le four à réverbère beaucoup de chlorure de zinc, qui se volatilise en partie et entraîne une certaine quantité de chlorure d'argent.

*Influence de la galène.* — Il me reste à examiner de quelle manière se comporte la galène pendant le grillage et pendant l'amalgamation. Dans le réverbère, elle se

transforme presque entièrement en sulfate de plomb, et celui-ci produit une certaine quantité de chlorure de plomb par double décomposition avec le chlorure de sodium; elle n'exerce aucune action, utile ou nuisible, sur l'argent et sur ses composés. Pendant l'amalgamation, les sels de plomb se dissolvent et sont partiellement décomposés par le fer métallique, et laissent précipiter du plomb. Ce métal, dès qu'il est en quantité un peu notable, s'oppose à la réunion complète du mercure; une plus forte proportion de mercure et d'amalgame reste divisée dans les résidus, et pour cette raison les pertes de mercure et d'argent sont plus grandes.

Il est à remarquer que l'action du fer métallique est comparativement bien plus énergique sur les sels de plomb que sur les sels d'argent, contenus dans la dissolution saline, mais cela tient exclusivement aux quantités relatives des sels des deux métaux; le fer métallique ne pourrait pas précipiter la totalité du plomb pendant les vingt heures de rotation, pas plus qu'il ne pourrait suffire à la précipitation complète de l'argent dans le même temps. L'action du fer est d'autant plus lente que la dissolution contient un poids moins fort des sels décomposables.

Il ne faut donc pas traiter par amalgamation, quand on peut, comme à Huelgoet, employer la fonte avec des matières plombées, les terres rouges qui contiennent beaucoup de galène; dans les localités où l'amalgamation est la seule méthode applicable, on doit s'attendre à des pertes assez fortes de mercure et d'argent. Je reviendrai, du reste, sur ce sujet en décrivant les procédés d'amalgamation suivis en Amérique pour le traitement des divers minerais d'argent.

## CHAPITRE VIII.

### TRAITEMENT DES MINÉRAIS D'ARGENT EN AMÉRIQUE.

---

Les mines d'argent et d'or sont exploitées au Mexique et dans l'Amérique méridionale dans un grand nombre de localités; les minerais sont traités dans de nombreuses usines; diverses publications très-intéressantes ont fait connaître en Europe les richesses incalculables que renferme le sol américain, et les difficultés que présentent leur exploitation et la production des métaux précieux. N'ayant pas visité moi-même ces mines et ces usines, j'ai dû former mon opinion d'après les descriptions déjà publiées, et d'après les renseignements qui m'ont été donnés par plusieurs ingénieurs qui ont pu voyager dans ces contrées lointaines. Je crois pouvoir présenter un exposé succinct de la méthode principale, l'amalgamation à froid, adoptée presque partout en Amérique, indiquer les réactions chimiques sur lesquelles elle est fondée, et donner un aperçu de ses résultats économiques; mais pour les détails des opérations, je dois renvoyer les lecteurs aux publications faites par les savants distingués et par les ingénieurs qui ont étudié sur place les mines et les usines.

*Minerais.* — Les minerais d'argent se présentent dans des filons plus ou moins puissants, qui traversent des terrains divers, schisteux, dioritiques, porphyriques, etc. Dans un grand nombre de ces filons, les travaux ont été certainement commencés bien avant la conquête de l'Amérique par les Espagnols; pour d'autres, au con-

traire, la mise en exploitation est récente; très-certainement il reste encore à découvrir de nombreux gisements, probablement aussi riches que ceux exploités jusqu'à présent. L'Amérique fournira longtemps encore à l'industrie et au commerce la masse de numéraire qu'exige l'activité toujours croissante des grandes entreprises; on doit craindre seulement que la production des métaux précieux ne se développe pas assez rapidement, à cause des difficultés de toute nature qui entravent les exploitations dans des pays presque sauvages, ou bouleversés sans cesse par des révolutions.

L'argent existe dans les filons à l'état natif, à l'état de chlorure, de bromure, de sulfure, d'arseniure, d'arsenio ou d'antimonio-sulfure, etc. Ces espèces minérales sont disséminées, tantôt dans des gangues presque exclusivement terreuses, et principalement dans le quartz, tantôt dans des sulfures métalliques, blende, galène, cuivre pyriteux, pyrites de fer, etc., tantôt dans des minerais de nickel et de cobalt, dans des cuivres gris ou des bournonites. Dans presque tous les gisements exploités les minerais ont subi jusqu'à une certaine profondeur une altération plus ou moins complète sous l'influence des eaux de la surface; les parties supérieures des exploitations donnent des minerais analogues aux terres rouges de Huelgoet, contenant l'argent natif, le chlorure, le bromure ou l'iodure, répartis irrégulièrement dans des gangues de quartz et d'oxyde de fer; les espèces minérales contenant du soufre, de l'arsenic et de l'antimoine, ne se trouvent généralement qu'à une profondeur plus grande.

Pour le traitement métallurgique on doit, ou plutôt on devrait établir une séparation nette entre ces deux natures de minerais; ceux qui renferment des sulfures, des arseniures ou des antimoniures, ne peuvent pas être

traités par l'amalgamation de la même manière que les autres, dans lesquels l'argent se trouve libre ou combiné seulement avec le chlore, le brome et l'iode.

En Amérique, on distingue bien par des noms différents ces deux classes de minerais, *colorados* et *negros*, mais il n'est pas toujours possible de les traiter séparément ; l'amalgamation à froid est souvent le seul procédé applicable ; dans plusieurs localités, il n'est même pas possible, en l'absence de tout combustible, de soumettre les minerais sulfurés au grillage préalable, qui serait indispensable pour la réussite de l'amalgamation.

L'or accompagne l'argent dans un grand nombre de filons, et donne une valeur encore plus grande aux produits des exploitations ; il est à l'état natif, disséminé dans la pyrite de fer ou dans la pyrite arsenicale, et dans les masses ferrugineuses qui proviennent de leur altération. Sa présence ne modifie en aucune façon la marche des opérations ; pour cette raison, j'admettrai, dans les explications chimiques, que les minerais ne sont pas aurifères.

Les matières extraites des mines sont soumises à un cassage au marteau et à un triage, qui sépare une partie des gangues stériles ; quelquefois même on enrichit par une véritable préparation mécanique les produits du triage à la main.

Les minerais livrés aux usines présentent les plus grandes variétés de richesse et de composition chimique ; très-rarement leur teneur moyenne est inférieure à 100 grammes aux 100 kilogrammes, et dans la plupart des établissements métallurgiques le rendement en argent est beaucoup plus élevé ; ainsi la teneur moyenne des minerais traités au Mexique est d'environ 250 grammes ; les plus riches sont produits par les filons de Zacatecas, qui rendent à l'amalgamation jusqu'à 460 grammes.

L'extraction de l'argent est faite par plusieurs méthodes, dont l'application présente de nombreuses variétés ; les deux principales sont : la fonte avec des matières plumbeuses, l'amalgamation à froid.

La première ne peut être appliquée que dans un très-petit nombre de localités, aux minerais qui contiennent de la galène, ou à ceux qui sont exploités à proximité de filons plumbeux ; elle exige beaucoup de combustible, et rarement on trouve dans la même contrée les forêts et les minerais de plomb.

L'amalgamation à froid est la méthode presque généralement adoptée, parce qu'elle permet de traiter les minerais dans les conditions les plus diverses, et d'en retirer au moins une partie de l'argent contenu, même dans les pays où les combustibles et la force motrice manquent complètement.

Les minerais *colorados*, qui ne contiennent pas de sulfure d'argent, s'amalgament directement et avec facilité ; ceux qui renferment des sulfures et de l'argent rouge devraient être grillés avec soin avant d'être amalgamés ; ce grillage préalable est fait pour les *negros* dans toutes les usines qui peuvent se procurer du bois à des prix raisonnables et en quantité suffisante.

Outre ces deux méthodes on emploie, principalement dans l'Amérique du Sud, l'amalgamation à chaud dans des chaudières à fond de cuivre, et l'amalgamation dans des tonnes tournantes, imitation du procédé autrefois suivi à Freyberg.

Je vais indiquer en quelques mots la série des opérations dont se composent la fonte avec des matières plumbeuses, et l'amalgamation à chaud ; je présenterai plus de détails sur l'amalgamation à froid, et je citerai comme exemple de cette dernière méthode l'usine du Fresnillo, au Mexique.

**Fonte des minerais d'argent avec des matières  
plombeuses.**

Les minerais destinés à la fonte sont d'abord soumis à un grillage, soit dans des fours à réverbère ou dans des fours à cuve, soit simplement en grands tas à l'air libre; dans tous les cas, l'oxydation des sulfures est très-incomplète, les minerais grillés contiennent beaucoup de sulfates métalliques.

La réduction est faite ensuite dans des fours à manche peu élevés, nommés au Mexique *fours castillans*; ils ont généralement 1<sup>m</sup>,25 de hauteur, 0<sup>m</sup>,45 de profondeur, et de 0<sup>m</sup>,22 à 0<sup>m</sup>,30 de largeur; le vent est lancé par une seule tuyère, il est produit par des soufflets en bois dont le moteur est variable avec les localités; le plus ordinairement ils sont mis en mouvement à l'aide d'un manège, et une seule mule suffit pour un four; on emploie comme combustible le charbon de bois, de chêne vert, ou de pin. Les campagnes sont courtes et durent rarement plus de huit jours.

La composition des lits de fusion est nécessairement variable entre des limites très-étendues avec la richesse et la nature des minerais traités; on ajoute généralement une petite quantité de scories riches, provenant de l'opération, les fonds de coupelle, les abstrichs, les abzugs, les écumages; on associe ces matières diverses dans les proportions qui paraissent les plus convenables pour la fusibilité des scories; dans plusieurs localités on peut employer comme fondant du carbonate de soude naturel, exploité à une faible distance des usines.

On ne cherche pas à produire un nez devant la tuyère, les lits de fusion et le charbon sont chargés par couches alternantes, ce qui doit causer des pertes énormes par

volatilisation. Les produits fondus de l'opération, le plomb d'œuvre, la matte, les scories, coulent librement dans un bassin extérieur, servant d'avant-creuset; dès qu'il est rempli, on fait passer dans un autre bassin le plomb, la matte et une partie des scories. Les scories sont jetées en grande partie, bien qu'elles soient très-riches en plomb et même en argent; la matte et les crasses qui nagent à la surface du métal, et qu'on enlève avant de mouler le plomb dans des lingotières, sont repassées dans les lits de fusion.

La fonte est conduite avec lenteur, rarement on passe plus de 1 tonne de minerais en vingt-quatre heures, en consommant de 60 à 65 de charbon pour 100 de minerais fondus.

Les lingots de plomb sont coupellés dans des fours construits à peu près comme ceux de Silésie, mais beaucoup plus petits et presque tous à voûte fixe; le foyer est disposé pour brûler du bois; la coupelle est faite avec un mélange de cendre de bois et d'argile; elle est extrêmement épaisse, très-résistante, et peut servir à un très-grand nombre d'opérations successives.

Les dimensions des plus grandes coupelles sont : 1<sup>m</sup>,40 sur 1<sup>m</sup>,20, et la profondeur est de 0<sup>m</sup>,15; le vent est lancé par une buse unique; il est fourni par deux soufflets pyramidaux en bois, mis en mouvement à bras d'hommes. La charge est ordinairement inférieure à 1 tonne; la coupellation, conduite à peu près comme dans les usines d'Europe, dure, au plus, vingt-quatre heures.

Quand l'argent brut a été enlevé, on répare la surface de la coupelle: on bouche la rainure, par laquelle les litharges ont coulé pendant l'opération, avec un mélange d'argile et de cendres; on chauffe assez fortement pour agglomérer ces matières et pour produire leur adhérence



avec le reste de la sole ; après refroidissement, le four est prêt pour une nouvelle coupellation.

L'argent est quelquefois soumis au raffinage, quelquefois il est livré directement au commerce ; il contient presque toujours de l'or en proportion assez grande pour qu'il y ait intérêt à faire la séparation des deux métaux par l'acide sulfurique.

Les litharges et tous les autres produits oxydés sont utilisés dans la fonte des minerais d'argent.

Dans la plupart des usines, les pertes de plomb et d'argent sont considérables, et les frais de traitement fort élevés ; on ne peut traiter par cette méthode que des minerais très-riches.

#### **Amalgamation à chaud.**

Le procédé d'amalgamation à chaud est employé principalement dans l'Amérique du Sud ; il n'est appliqué qu'aux minerais renfermant l'argent à l'état natif, à l'état de chlorure, de bromure et d'iodure, et notablement plus riches que ceux qui sont soumis à l'amalgamation à froid. L'opération principale entraîne une certaine consommation de combustibles, et par suite la méthode n'est pas économiquement applicable dans toutes les localités.

Les minerais sont d'abord pulvérisés et réduits en sables très-fins ; ils sont ensuite enrichis par un lavage, ce qui occasionne certainement des pertes considérables. Les schlichs sont chargés dans une chaudière à fond de cuivre, disposée au-dessus d'un foyer ; on ajoute la quantité d'eau nécessaire pour former une bouillie très-claire, et on chauffe jusqu'à l'ébullition.

On ajoute ensuite du sel marin dans la proportion de 10 à 15 pour 100, et on le répartit assez uniformément

dans toute la masse des matières, en agitant avec une spatule en bois. Quand le sel est entièrement dissous, on met dans la chaudière une certaine quantité de mercure, variable avec la nature et avec la richesse des minerais, mais en tout cas inférieure au poids d'argent que contiennent les minerais traités. Après l'introduction du mercure et jusqu'à la fin de l'opération on travaille les matières avec un pilon en bois; le travail, très-pénible pour les ouvriers qui en sont chargés, est une trituration incessante sur le fond en cuivre de la chaudière : par là on parvient à diviser le mercure et à le mélanger avec les parties les plus lourdes des minerais; en même temps on produit un frottement prolongé des grains sur le cuivre métallique. La température est toujours maintenue au même point, c'est-à-dire à 100 degrés à peu près.

De temps en temps on prend des essais afin de suivre les progrès de l'opération : avec une cuiller de bois ou de corne on recueille une petite quantité des matières au fond de la chaudière, et on lave la prise d'essai sur une sébile en bois; après avoir enlevé par l'eau les grains non métalliques on examine le mercure et l'amalgame restés à peu près seuls sur la sébile : dans les essais successifs, faits sur des quantités à peu près constantes de matières, on voit diminuer rapidement la proportion de mercure libre, tandis que celle de l'amalgame solide augmente d'une manière correspondante.

Quand les essais n'accusent plus la présence du mercure libre on ajoute une nouvelle quantité de ce métal dans la chaudière, et on continue le travail. L'opération est terminée quand une dernière addition de mercure donne, dans les essais successifs, un amalgame dont la consistance ne semble pas augmenter : à ce caractère, que des essayeurs très-habiles peuvent seuls distinguer avec

certitude, on reconnaît que les minerais ne cèdent plus d'argent au mercure. A ce moment on enlève tout le contenu de la chaudière et on le porte dans de grandes cuves, dans lesquelles on met à peu près 4 fois autant de mercure qu'on en a employé dans la chaudière, et on procède au lavage. Les matières sont mises en suspension dans l'eau à l'aide de palettes ou de râtaux, fixés à un arbre vertical, qui s'élève au centre de chaque cuve, et auquel on imprime un mouvement de rotation. Par des décantations répétées on sépare les parties les plus fines et les plus légères; l'amalgame, dissous dans le mercure en excès, reste au fond des cuves avec les grains les plus gros et les plus lourds des minerais. La purification de l'amalgame liquide est achevée dans des vases en bois.

Les résidus du lavage sont, pour certains minerais, encore assez riches en argent pour qu'il y ait avantage à les soumettre à l'amalgamation à froid; dans ce cas on recueille non-seulement les résidus, mais encore les premières eaux de lavage, qui renferment du chlorure de sodium et des sels de cuivre, et peuvent être utilisées comme magistral.

L'amalgame liquide est placé dans des sacs de cuir, dont le fond est en toile à tissu très-serré; le poids de la masse métallique fait filtrer une partie du mercure en excès à travers les pores de la toile; l'amalgame solide, qui reste dans les sacs, contient à peu près 5 parties de mercure pour 1 partie d'argent. Il est coupé en rondelles et soumis à la distillation sous une cloche métallique.

Les chaudières employées dans les diverses usines de l'Amérique du Sud présentent de grandes différences sous le rapport de la forme et des dimensions, mais l'opération est toujours conduite de la même manière; sa durée est à peu près constante, de cinq à six heures; le poids de la charge varie presque seul avec les dimensions

des appareils. Dans toutes les usines on évite avec soin de mettre dans les chaudières plus de 2 parties de mercure pour 1 partie d'argent à amalgamer : quand le mercure est employé en proportion plus forte, l'opération est plus longue, le rendement en argent est souvent plus faible.

La perte de mercure dans l'amalgamation à chaud est presque toujours une fraction assez petite du poids de l'argent retiré des minerais ; sous ce rapport l'opération, conduite comme je viens de l'indiquer, présente une supériorité incontestable sur l'amalgamation à froid, dans laquelle le poids du mercure perdu est toujours supérieur à celui de l'argent obtenu : cette dernière a l'avantage de ne pas exiger de combustibles, et de ne pas obliger à se servir d'appareils dispendieux.

**Réactions chimiques.**—Pour l'explication des réactions chimiques de l'amalgamation faite dans des chaudières à fond de cuivre, je suppose que les minerais traités contiennent l'argent à l'état natif, à l'état de chlorure, de bromure ou d'iodure ; j'admets qu'ils ne renferment pas de combinaisons sulfurées. Les composés de l'argent avec le chlore, le brome et l'iode, en grande partie altérés par la lumière, ne se dissolvent pas, ou du moins ne se dissolvent qu'avec une grande lenteur dans la dissolution de chlorure de sodium ; la plus grande partie des réactions qui amènent l'argent à l'état métallique doit s'exercer sur les composés non dissous. Les réactions commencent après l'introduction du mercure, quand la trituration des matières solides contre le fond de la chaudière met les sels d'argent en contact prolongé avec le cuivre métallique. Le mercure est alors réparti en globules très-fins dans la masse des grains les plus gros et les plus lourds.

Le mercure agit directement sur l'argent natif des

minerais, et sur l'argent provenant de la décomposition des chlorure, bromure et iodure ; mais il est presque sans action chimique sur les sels d'argent en grains plus ou moins fins. Les composés de l'argent qui sont mis en contact avec le cuivre, en présence de la dissolution saline, sont détruits plus ou moins rapidement suivant l'énergie de la trituration qui détermine le contact ; il se produit des sels de cuivre au minimum, l'argent amené à l'état métallique se combine avec le mercure. Après quelques heures du travail incessant de l'ouvrier, tous les sels d'argent en grains assez gros pour tomber au fond de la chaudière sont décomposés par cette action du cuivre métallique, l'argent qu'ils contenaient est disséminé à l'état d'amalgame, et sous forme de grains très-fins, dans toute la masse des matières.

Sur les grains assez fins pour rester en suspension dans le liquide, et sur les sels d'argent dissous par le chlorure de sodium, les réactions chimiques sont entièrement différentes ; l'argent est amené à l'état métallique par l'action réductrice des sels de cuivre au minimum ; l'argent précipité tombe au fond de la chaudière et s'amalgame ; les sels de cuivre au maximum, qui résultent de cette décomposition, sont ramenés au moins en partie au minimum par le cuivre métallique, et peuvent contribuer encore à la précipitation de l'argent.

Cette rapide analyse des réactions chimiques démontre que les minerais ne doivent pas être porphyrisés complètement : la décomposition des sels d'argent commence par les grains frottés contre le fond en cuivre de la chaudière ; cette première action produit les réductifs qui peuvent agir sur les parties les plus fines des minerais. La proportion de ces réductifs (sels de cuivre au minimum), en dissolution, augmente depuis le commencement jusqu'à la fin de l'opération ; quand la

précipitation de l'argent est complète, la liqueur saline contient tous les éléments d'un magistral extrêmement énergétique.

Le mercure n'est utile que pour former un amalgame, facilement et rapidement soluble dans le mercure en excès ajouté dans les cuves à laver : il ne contribue pas notablement à la précipitation de l'argent ; il ne produit pas de chlorure, car ce composé, s'il se formait, serait détruit par le cuivre métallique. Il n'y a donc aucune cause chimique de perte de mercure ; si la compression et la distillation de l'amalgame ne rendent pas toujours un poids de mercure égal à celui qui est employé, on doit l'attribuer exclusivement à ce que pendant le lavage une petite quantité d'amalgame n'est pas réunie à la masse métallique liquide, et se trouve entraînée avec les boues. La perte de mercure doit être à peu près proportionnelle à la perte d'argent.

On voit d'après ce qui précède qu'il faut mettre le mercure dans la chaudière progressivement et à mesure que l'argent est amené à l'état métallique ; un excès de métal ne peut être utile en aucun moment de l'opération ; il est au contraire très-nuisible en recouvrant le cuivre d'une couche d'amalgame, qui empêche l'action du cuivre métallique sur les composés de l'argent, et sur les sels de cuivre au maximum formés dans la dissolution.

*Minerais contenant des sulfures.* — J'ai considéré jusqu'ici l'amalgamation à chaud appliquée à des minerais *colorados*, ne renfermant pas de sulfures ; je vais examiner maintenant de quelle manière se comportent les minerais qui contiennent des combinaisons, simples ou complexes, de l'argent avec le soufre, l'arsenic... Sur ces composés l'action directe du cuivre est à peu près nulle, celle du protochlorure de cuivre est elle-même très-faible et surtout très-lente : dans l'amalgamation

à chaud les combinaisons de l'argent avec le soufre, l'arsenic et l'antimoine, ne sont pas notablement attaquées, elles se retrouvent presque en entier dans les résidus du lavage.

Si donc on applique la méthode dont je viens de parler à des minerais *colorados* et *negros* mélangés, on ne retire à l'état d'amalgame que l'argent contenu dans les premiers ; les seconds restent dans les résidus, et si leur proportion est suffisante, il faut recueillir les résidus et les soumettre à l'amalgamation à froid, en utilisant comme magistral les eaux salines retirées des chaudières. Le traitement complet des minerais est fait ainsi en deux opérations, l'une à chaud pour l'argent des *colorados*, l'autre à froid pour le métal précieux contenu dans les *negros*. La seconde partie du traitement fait perdre une fraction considérable de l'argent : il faut tenir compte de la perte quand on veut déterminer si les résidus de l'amalgamation dans les chaudières valent la peine d'être traités à froid.

#### **Amalgamation à froid.**

La méthode d'amalgamation à froid a été imaginée par un Espagnol, Bartholomé Médina ; elle est en usage depuis 1557 dans les diverses parties de l'Amérique, et n'a pas encore subi dans son ensemble de modifications importantes ; depuis le Mexique jusqu'à l'extrémité de l'Amérique méridionale, les usines très-nombreuses ne présentent de différences que dans la nature et les quantités de minerais traités, dans les détails des opérations, et dans la perfection du travail. Il est par conséquent possible de présenter l'exposé général de la méthode, et quelques considérations chimiques sur les points les plus importants, sans décrire aucune usine spéciale. Je

suppose qu'il s'agit des minerais *colorados*, je reviendrai plus tard sur le traitement des minerais *negros*, contenant beaucoup de sulfures métalliques.

**TRAITEMENT DES MINÉRAIS COLORADOS. — Préparation des minerais.** — Les minerais arrivent des mines en morceaux de petites dimensions, provenant du cassage au marteau et du triage à la main, faits avec soin devant l'entrée des exploitations. Ce commencement de préparation mécanique sépare une partie des matières stériles et fait perdre une quantité variable d'argent : la perte dépend de la dissémination plus ou moins grande des espèces minérales de l'argent dans les gangues des filons, mais elle dépend aussi de la distance à laquelle les minerais doivent être transportés. Quand les usines sont très-éloignées des mines, il est nécessaire d'enrichir davantage les minerais qui doivent supporter les frais très-élevés d'un long transport à dos de mulet ; souvent ce plus grand enrichissement ne peut être obtenu qu'en abandonnant avec les parties tout à fait stériles de grandes quantités de minerais pauvres. Par le triage à la main on sépare les différentes classes de minerais, mais seulement dans le cas où les usines sont installées pour le traitement distinct de ces minerais suivant leur richesse et leur nature. L'enrichissement par une véritable préparation mécanique n'est exécuté que sur un très-petit nombre d'exploitations, il est ordinairement fait à l'usine quand sa nécessité est reconnue ; les pertes en argent qui en résultent sont toujours extrêmement fortes : le lavage des matières fines argentifères donne toujours des résultats peu satisfaisants au point de vue économique. Je m'occuperai seulement des minerais qui peuvent être traités par amalgamation sans avoir subi la préparation mécanique.



Ils sont d'abord pulvérisés sous les pilons d'un boccard, mis en mouvement soit par des mules, soit par des roues hydrauliques, suivant les conditions locales. Le boccardage est fait à sec, la matière écrasée est passée à travers un tamis formé d'un cuir percé de trous de 0<sup>m</sup>,005 environ. Les sables obtenus sont porphyrisés dans divers appareils : les plus employés sont nommés *arastras*; les minerais pulvérisés sont placés dans une auge circulaire dont le fond est formé de pierres très-dures, à surface bien dressée; la porphyrisation est produite par quatre pierres plates, très-lourdes, fixées par quatre bras à un arbre vertical, auquel on imprime un mouvement de rotation à l'aide d'un manège. On ajoute dans l'auge, et progressivement, une quantité d'eau assez grande pour que les matières puissent former une bouillie très-liquide. Le temps nécessaire à la porphyrisation est variable avec la dureté des minerais et avec le degré de finesse qu'on cherche à obtenir; dans quelques usines on pense que l'amalgamation ne peut donner de bons résultats que si les minerais sont réduits en poudre tout à fait impalpable; dans d'autres au contraire on prétend qu'il suffit de les amener à l'état de sables très-fins, et que le surcroît de dépenses qu'entraîne une porphyrisation parfaite n'est pas payé par un rendement un peu plus fort en argent.

*Amalgamation.* — Les minerais porphyrisés sont mis en dépôt dans des bassins en maçonnerie, dans lesquels ils restent jusqu'à ce que la plus grande partie de l'eau ait été vaporisée, et que leur consistance soit devenue convenable : ils sont alors étendus dans la cour dallée de l'usine (le *patio*), en tas circulaires, dont la hauteur est d'environ 0<sup>m</sup>,25, et dont le diamètre varie avec le poids du minerai mis en opération dans un tas (*torta*) ; le diamètre est de 15 mètres pour un tas contenant 60,000 ki-

logrammes. Sur la surface on étend, en une couche uniforme, le sel plus ou moins pur dans la proportion d'environ 2 de chlorure de sodium pour 100 de minerais : plus le sel employé est impur, plus il faut en prendre un poids considérable. On laisse le sel se dissoudre de lui-même par l'humidité du tas, puis on rend le mélange aussi homogène que possible, en retournant le tas à la pelle ou en faisant marcher pendant plusieurs heures des chevaux ou des mules. Généralement on laisse le tas en repos pendant vingt-quatre heures avant d'ajouter le magistral ; cependant plusieurs directeurs mettent au même moment et dans les tas les deux réactifs. Le magistral est produit par le grillage à basse température de cuivre pyriteux à peu près pur ; il contient, quand il est de bonne qualité, au moins 20 pour 100 de sulfates de fer et de cuivre, du peroxyde de fer et les gangues des minerais de cuivre : on l'emploie dans la proportion de 1 à 2 pour 100, suivant la nature des minerais d'argent. Dans quelques usines on peut se procurer du sulfate de cuivre, provenant de la séparation de l'or et de l'argent par l'acide sulfurique ; ce sel un peu acide constitue un magistral extrêmement énergique, qu'il faut employer en quantité beaucoup moindre et presque toujours inférieure à 1 pour 100 des minerais traités. On mélange le magistral comme le sel, en faisant marcher pendant plusieurs heures des mules dans le tas. Ces marchages et ceux qui sont faits dans la suite de l'opération sont appelés des *repasos* ; ils sont faits par des hommes dans les localités où l'absence de fourrages ne permet pas d'entretenir des animaux : la consistance des matières doit être telle que les pieds des mules ou des hommes puissent pénétrer assez aisément jusqu'aux dalles du *patio*.

Quand le sel et le magistral ont été bien mélangés avec les minerais on met la première dose de mercure, envi-

ron quatre fois le poids de l'argent que doit contenir le tas, soit d'après la seule estimation des amalgameurs, soit d'après des essais préalables. Le mercure est répandu sur toute la surface en gouttelettes très-fines, dans le but de rendre sa dissémination plus facile dans toute la masse des matières. Pour obtenir ce résultat on enferme le mercure dans un sac de peau, et on fait sortir le métal par une forte compression, en le lançant sur le tas. Immédiatement après on donne un *repaso*, prolongé pendant trois ou quatre heures. L'opération est ensuite livrée à elle-même jusqu'à ce que les essais, faits tous les jours, viennent indiquer aux amalgameurs la nécessité d'activer les réactions par de nouveaux *repasos* et par addition de magistral, ou de les ralentir en ajoutant de la chaux, des cendres ou d'autres réactifs alcalins ou métalliques.

Les essais sont faits de la manière suivante : on prend en différents points du tas environ 250 grammes de matières, avec les précautions nécessaires pour que cette prise d'essai représente approximativement le tas tout entier : la matière est mise dans une sébile en faïence, en corne, en bois, etc., délayée dans l'eau, et lavée de manière à faire sortir toutes les matières fines et légères : au fond du vase restent le mercure, l'amalgame déjà formé et les grains les plus lourds des minerais. On ne laisse alors qu'une petite quantité d'eau dans la sébile, et on l'incline doucement ; par ce mouvement on parvient à séparer assez nettement le mercure liquide, l'amalgame en grains fins, le mercure altéré et les grains de minerais. L'aspect des parties métalliques, et principalement les modifications qu'elles présentent de jour en jour, permettent de suivre avec certitude les progrès de l'amalgamation.

L'essai fait immédiatement après l'incorporation du

mercure donne seulement : un globule de mercure liquide, quelques grains de mercure divisé et les schlichs ; on ne distingue d'amalgame que lorsqu'on traite des minerais riches et contenant de l'argent natif. Dès le second jour la couleur du mercure liquide commence à changer et à devenir un peu grise, l'essai donne un peu d'amalgame, dont on peut extraire du mercure coulant par la seule compression du pouce. Quand l'opération marche bien, le globule de mercure devient de jour en jour plus petit et sa surface est plus grise ; la proportion de l'amalgame augmente, la compression du pouce fait couler moins de mercure, et laisse davantage d'amalgame solide : tant que les essais journaliers donnent ces résultats, on n'a rien à mettre dans le tas en amalgamation ; il suffit de faire marcher de temps en temps les mules, pendant une heure ou deux. Si les caractères restent stationnaires, ou se modifient très-lentement, c'est un signe que dans le tas les réactions ne se font pas convenablement, on dit que la *tourte a froid* ; on la *réchauffe*, c'est-à-dire on donne de l'activité aux réactions par un *repaso* plus ou moins prolongé, ou par addition de magistral suivi d'un *repaso*. Quand, au contraire, on remarque, en faisant l'essai, que le globule de mercure diminue rapidement, sans que la proportion d'amalgame augmente, quand on aperçoit sur la prise d'essai une poussière grise, on reconnaît que les réactions sont trop vives, que le mercure est chloruré dans la tourte, on dit que la *tourte a chaud* ; il faut la refroidir en ajoutant de la chaux, des cendres, ou des métaux très-divisés, et en disséminant ces nouveaux réactifs dans toute la masse par un *repaso* prolongé. Quand le mercure de la prise d'essai a fini par disparaître et par être remplacé par les grains d'amalgame, on reconnaît la nécessité d'une nouvelle incorporation de mercure, et on répand sur le

tas les  $\frac{3}{8}$  de la quantité d'abord employée, on donne un *repaso*, puis on continue l'opération et les essais journaliers. Il faut ordinairement ajouter une troisième fois du mercure, mais alors on n'en met que  $\frac{1}{8}$  du poids primitif; rarement on a besoin d'une quatrième incorporation, qui est faite avec moins de métal encore que la troisième. Il faut, autant que possible, arriver à n'employer que la quantité de mercure strictement nécessaire pour réunir tout l'argent, et pour cela on est parfaitement guidé par les essais; on reconnaît la fin de l'opération à ce que dans la sébile d'essai l'amalgame reste constant de volume et d'aspect, à ce qu'il laisse échapper sous la pression du pouce un peu de mercure liquide, dont la proportion semble ne pas varier pendant plusieurs jours consécutifs. On dit alors que le tas *a rendu*, c'est-à-dire que le mercure s'est combiné avec la totalité de l'argent que les réactifs employés ont pu amener à l'état métallique.

*Lavage.* — La masse entière est alors portée aux lavoirs, grandes cuves très-profondes, dans lesquelles tournent des palettes fixées à un arbre vertical, mis en mouvement par des mules. La disposition de ces appareils présente les plus grandes variétés: dans plusieurs ateliers le lavage s'achève dans une seule cuve, dans d'autres usines on se sert de deux ou trois cuves. Le résultat à obtenir est partout le même: dans les cuves on introduit une quantité de mercure égale à celle employée dans la tourte, elle doit servir à réunir, en les dissolvant, les grains très-divisés de l'amalgame solide: on cherche à mettre en suspension dans l'eau, ajoutée en grand excès, toutes les matières stériles, et à les faire sortir de l'appareil, en laissant au fond l'amalgame avec les parties les plus lourdes des minerais; la séparation de l'amalgame est ensuite achevée sur de petites tables, nom-

mées *planillas*. Les matières fines entraînées par l'eau hors des cuves ne sont pas recueillies, elles sont ordinairement trop pauvres en argent et en mercure pour qu'on puisse en tirer parti. Au contraire les grains plus lourds, qu'on cherche à séparer sur les *planillas*, entraînent un peu d'amalgame et retiennent toujours un peu d'argent, engagé dans des combinaisons qui n'ont pas été détruites pendant l'amalgamation ; il est nécessaire de les recueillir et de les essayer. Ces résidus sont quelquefois assez riches pour qu'il y ait avantage à les traiter de nouveau, soit directement, soit après enrichissement par lavages.

La séparation des boues par l'eau fait perdre certainement de l'argent ; dans quelques établissements on cherche à diminuer cette perte en rendant l'amalgame liquide avant de le porter aux lavoirs : à cet effet on incorpore dans le tas, au moment où les essais viennent d'indiquer la fin des réactions, une quantité de mercure égale à celle qu'on a déjà employée, et on procède ensuite au lavage : l'argent se trouve alors en présence de douze fois environ son poids de mercure, l'amalgame est complètement dissous dans le mercure en excès, lequel se réunit assez aisément en globules de grandes dimensions ; dans ces conditions il y a moins d'argent entraîné par l'eau, mais la perte de mercure est toujours plus forte.

*Compression et distillation.* — L'amalgame liquide, bien lavé et bien essuyé, est mis dans des sacs de cuir, dont le fond est en forte toile à voiles, placés sur un châssis au-dessus de cuves garnies en cuir : le poids de l'amalgame suffit pour faire couler une grande partie du mercure en excès. Par une pression peu forte, exercée à la base supérieure des sacs, on fait encore sortir un peu de métal ; mais la toile à voiles ne résisterait pas à

une compression produite par des moyens mécaniques, ou laisserait filtrer une certaine quantité d'argent. L'amalgame à peu près solide, retiré des sacs, contient près de 5 parties de mercure pour 1 partie d'argent; il est porté sur une table horizontale, comprimé et moulé en segments triangulaires dans des formes en bois, et enfin porté à la distillation.

L'appareil employé, presque dans tous les ateliers, pour distiller le mercure est disposé de la manière suivante: les fragments d'amalgame sont empilés en colonne cylindrique sur une grille en fer, au-dessus d'un réservoir en maçonnerie plein d'eau, destiné à la condensation du mercure. L'amalgame est recouvert par une cloche en métal, manœuvrée à l'aide d'un anneau; ses bords inférieurs pénètrent dans une rainure annulaire, ce qui permet une fermeture assez hermétique pour forcer toutes les vapeurs de mercure à venir se condenser dans le réservoir inférieur.

Les disques étant chargés, on met la cloche en place, on lute les joints de la rainure; on construit autour de la cloche un mur circulaire en pierres sèches, formant un four de calcination, un peu plus élevé que la cloche, dans lequel l'air arrive par des ouvertures ménagées à la partie inférieure. On chauffe avec du charbon de bois pendant huit, dix, ou vingt-quatre heures, suivant le poids de l'amalgame chargé, et les dimensions horizontales de l'appareil. Après refroidissement complet on enlève la cloche, on retire l'argent, et on recueille le mercure dans le réservoir inférieur. L'argent brut est vendu tel qu'il est en sortant de l'appareil, ou bien après avoir été fondu en lingots. Il contient fréquemment de l'or, mais la séparation des deux métaux précieux n'est faite que dans un très-petit nombre d'usines.

*Observations.* — La durée de l'amalgamation dépend

d'un grand nombre de circonstances : de la nature des minerais, de la fréquence des *repasos*, de la pureté et de la quantité des réactifs employés, de l'habileté des essayeurs ; elle varie beaucoup avec la température ; il faut toujours conduire l'opération différemment, pendant l'hiver et pendant l'été, dans les usines situées à une très-grande hauteur au-dessus du niveau de la mer, que dans celles construites dans la plaine. Les tourtes ont beaucoup moins de tendance à s'échauffer quand la température moyenne s'approche de 0 degré ; on n'a pas besoin de ménager autant l'action du magistral dans les temps froids que dans les temps chauds ; on peut au contraire en employer une proportion plus forte que celle indiquée précédemment. On peut compter sur au moins 25 jours pour la durée de l'amalgamation dans les conditions les plus favorables ; souvent il faut de 40 à 45 jours, quelquefois même jusqu'à 2 mois.

Les minerais traités ne sont pas en général essayés avec exactitude avant d'être soumis à l'amalgamation ; on ne connaît pas la quantité d'argent que contient un tas, et par suite il est impossible d'évaluer la perte d'argent. Quelques ingénieurs admettent qu'elle varie entre des limites très-étendues, et qu'elle peut s'élever à 20 et même à 25 pour 100 de l'argent obtenu ; la perte doit varier avec l'habileté des amalgameurs, aussi bien qu'avec la composition des minerais ; elle doit être plus grande pour les *colorados* contenant une proportion irrégulière de *negros*, parce que ces derniers échappent en partie à la décomposition.

Le mercure recueilli par distillation ne représente jamais le poids total du métal employé ; la différence est très-variable, mais presque toujours plus grande que le poids de l'argent produit. Dans les opérations les mieux conduites la perte de mercure s'élève à 125 pour 100 de



l'argent retiré des minerais, et dans plusieurs ateliers elle s'élève à 150 et même à 180 pour 100. Comme ce métal est très-cher, cette perte a une très-grande influence sur les frais de traitement; les amalgameurs apportent une grande attention à toutes les circonstances qui peuvent diminuer un peu la consommation du mercure.

Pour les minerais *colorados*, que j'ai seuls considérés jusqu'à présent, l'amalgamation à chaud présente sur le traitement au *patio* le grand avantage d'une perte insignifiante en mercure; pour cette raison, les minerais qui ne contiennent pas de sulfures, ou qui n'en renferment qu'une faible proportion, sont traités de préférence dans les cuves à fond de cuivre, toutes les fois que les conditions locales le permettent, c'est-à-dire quand les combustibles ne sont pas à des prix trop élevés.

**TRAITEMENT DES MINERAIS NEGROS.** — Les minerais *negros* peuvent être amalgamés à froid, soit directement, soit après un grillage préalable dans des fours à réverbère. Quand le grillage est possible, l'opération est conduite à peu près comme pour les *colorados*, et donne presque les mêmes résultats; cependant les pertes d'argent et de mercure sont généralement plus fortes; on est obligé d'employer du magistral un peu acide et en quantité un peu plus grande.

Les minerais sulfurés non grillés sont traités au *patio* avec une proportion beaucoup plus forte de sel et de magistral; l'opération est terminée plus promptement, mais la perte de mercure est toujours très-grande, et de plus les résidus de l'amalgamation sont riches en argent; une partie des combinaisons sulfurées échappe à l'action des réactifs, et le métal précieux qu'elles contiennent est perdu. On évalue la perte à 35 et 40 pour 100 de l'argent extrait par l'amalgamation; ce mode de traitement est

par conséquent très-défectueux pour de pareils minerais ; c'est cependant le seul qui puisse être appliqué dans un grand nombre d'usines, trop éloignées des forêts pour pouvoir obtenir les combustibles nécessaires au grillage.

**Réactions chimiques.** — Pour exposer plus clairement les réactions chimiques de l'amalgamation, je considère d'abord le cas le plus simple, celui de minerais exempts de combinaisons sulfurées, arsenicales et antimoniales ; je suppose de plus que les gangues, exclusivement terreuses, restent inertes pendant toute la durée de l'opération ; je reviendrai plus loin sur le traitement des minerais *negros*.

**AMALGAMATION DES COLORADOS.** — Avant la première incorporation du mercure, les matières, étalées sur les dalles du *patio*, contiennent : l'argent à l'état natif ou combiné avec le chlore<sup>1</sup> ; des gangues terreuses et du peroxyde de fer ; elles sont uniformément imprégnées d'une dissolution saline renfermant des chlorures et des sulfates de sodium, de fer et de cuivre. La dissolution est toujours un peu acide, mais elle l'est plus ou moins, suivant la nature du magistral employé. Les sulfates produits par le grillage des pyrites de cuivre sont à peine acides ; le sulfate de cuivre provenant des ateliers de départ l'est bien davantage. Les actions chimiques sont à peu près les mêmes dans les deux cas, mais elles sont plus énergiques et plus rapides quand la liqueur est plus acide ; pour cette raison on préfère le sulfate de cuivre des ateliers de départ pour les minerais difficiles à

<sup>1</sup> Je suppose, pour simplifier, que les minerais contiennent seulement du chlorure d'argent, et qu'ils ne renferment ni bromure, ni iodure ; ces deux composés se comportent dans l'amalgamation à très-peu près comme le chlorure.

amalgamer; pour les *colorados* purs, que je considère maintenant, on emploie comme magistral, dans presque toutes les usines, les pyrites grillées. La consistance des matières dans la tourte est assez grande pour qu'il ne puisse pas y avoir de mouvements relatifs entre les parties solides et liquides, à l'exception de ceux qui sont produits par la capillarité. L'action dissolvante, exercée par les sels contenus dans la liqueur sur le chlorure d'argent des minerais, est nécessairement très-lente; la dissolution du chlorure d'argent est à peine commencée au moment où on introduit le mercure; elle continue lentement jusqu'à la fin de l'opération, grâce aux *repasos* multipliés, qui mettent successivement les grains du chlorure d'argent en contact avec de nouvelles parties de la liqueur saline. L'amalgamation américaine est faite par conséquent dans des conditions entièrement différentes de celles qui se présentent dans les tonnes tournantes de Huelgoet; dans ces dernières, le chlorure d'argent est dissous en totalité quand on fait agir le fer et le mercure; dans les tourtes américaines on n'emploie pas le fer, la dissolution du chlorure d'argent se fait progressivement, en même temps que l'action du mercure, également très-lente, produit les réactifs capables de précipiter l'argent.

La rapidité avec laquelle le chlorure d'argent peut se dissoudre dépend de bien des conditions différentes; les principales sont : le degré de finesse atteint par la porphyrisation; l'altération plus ou moins grande du chlorure d'argent par la lumière; l'acidité et la proportion du magistral employé; la température à laquelle est faite l'opération.

L'influence de la finesse des grains est facile à comprendre : plus les grains sont petits, plus le contact du chlorure d'argent avec la liqueur est intime, et plus ra-

pide par conséquent est sa dissolution; la porphyrisation des minerais a une très-grande importance, et devrait varier, pour un même minerai, avec les circonstances diverses qui peuvent accélérer ou retarder les réactions chimiques; je reviendrai tout à l'heure sur ce sujet.

Le chlorure d'argent que contiennent les minerais est toujours plus ou moins altéré par la lumière; il a perdu en grande partie sa solubilité dans le chlorure de sodium; la première action du magistral un peu acide est de transformer le chlorure altéré en sels solubles dans la liqueur saline; l'action est très-lente quand on emploie comme magistral les pyrites grillées; elle est un peu plus rapide avec le sulfate de cuivre des ateliers de départ, lequel est plus fortement acide; dans les deux cas elle est d'autant plus facile et plus rapide qu'on met dans la tourte une proportion plus forte de réactifs.

La transformation du chlorure d'argent insoluble en sels solubles est pour ainsi dire le régulateur de l'amalgamation; cette transformation précède la dissolution des composés de l'argent, laquelle est nécessaire, comme je l'indiquerai bientôt, pour les réactions qui déterminent la précipitation de l'argent et la formation de l'amalgame.

On peut faire varier sa rapidité, du moins entre certaines limites, en employant plus ou moins de magistral dès le commencement de l'opération, en ajoutant dans le courant du travail une certaine quantité de ce réactif, ou en saturant une partie par de la chaux.

La température exerce une très-grande influence sur cette première action du magistral; la transformation du chlorure altéré en sels solubles se fait bien plus rapidement par les temps très-chauds; elle est très-lente quand la température s'abaisse jusque vers 0 degré. Il

faut donc employer plus de magistral en hiver qu'en été, dans les localités élevées que dans les usines situées dans la plaine. Depuis longtemps il a été constaté que pendant les temps froids l'amalgamation marche plus lentement, et divers ingénieurs ont donné pour raison de ce fait la faible solubilité du chlorure d'argent dans le chlorure de sodium à la température de 0 degré; l'explication n'est pas tout à fait exacte; même à 0 degré le chlorure d'argent est encore relativement très-soluble : c'est la transformation du chlorure altéré en sels solubles qui se fait d'autant plus difficilement que la température est plus basse, et cette transformation précède nécessairement la dissolution.

Il reste maintenant à expliquer les réactions auxquelles donne lieu le mercure; on met, dès la première incorporation, un excès assez grand de ce métal, puisqu'on emploie 4 parties de mercure pour 1 partie d'argent contenu dans les minerais. Le mercure est divisé en globules très-fins et réparti régulièrement dans toute la masse des matières par un *repaso* prolongé. Son action sur l'argent natif n'a besoin d'aucune explication; les deux métaux se combinent et forment un amalgame solide; l'action est seulement partielle après le premier *repaso*, mais elle devient complète bien avant la fin de l'opération, à la suite des *repasos* nombreux qui sont nécessaires au succès des réactions complexes, dont le résultat est l'amalgamation de l'argent contenu dans les minerais à l'état de chlorure.

Pour étudier ces réactions, je considère la tourte après l'incorporation du mercure; les globules très-petits de ce métal, isolés les uns des autres, sont disséminés à peu près uniformément et restent en repos dans les matières; chacun d'eux peut agir sur le liquide qui l'entoure, mais il ne peut y avoir d'action appréciable du mercure

sur le chlorure d'argent non dissous; tous les deux, le métal et le chlorure, sont dans la tourte en minime proportion, et par conséquent il n'y a pas entre eux contact intime. L'action du mercure sur les sels en dissolution s'exerce au contact seulement; mais, en raison de la capillarité, les sels qui sont dans le liquide à une petite distance de chaque globule métallique peuvent, au bout d'un certain temps, venir en contact avec lui; de même aussi les sels solubles produits par l'action du mercure peuvent se transporter à une petite distance. Les matières traitées ont une consistance trop grande pour que les mouvements produits par la capillarité soient un peu étendus. Tant qu'on laisse la tourte en repos, les actions chimiques dues à la présence du mercure ne peuvent s'exercer qu'autour de chaque globule et à une faible distance.

Ces actions sont les suivantes :

Les sels d'oxyde de cuivre et de peroxyde de fer sont ramenés lentement au minimum, à l'état de sels d'oxyde de cuivre et de protoxyde de fer; il se forme une quantité correspondante de protochlorure de mercure, qui entre, au moins en partie, en dissolution; cette première action est lente ou un peu rapide, suivant la proportion du magistral employé; elle est influencée par la température extérieure, et dans le même sens que la transformation du chlorure d'argent altéré en sels solubles. Il n'y a pas lieu de considérer l'action directe du mercure sur la partie déjà dissoute du chlorure d'argent; cette dernière est en quantité extrêmement faible, et se trouve préservée d'un contact intime avec le métal par la présence dans la dissolution des sels divers, dont la quantité est énormément plus grande.

Les sels de cuivre et de fer au minimum sont les seuls agents de décomposition des sels d'argent dissous; ces

réductifs ne peuvent avoir qu'une action inappréciable sur le chlorure d'argent solide, précisément parce qu'ils sont produits lentement et en petite quantité; leur contact avec les matières solides est rendu peu intime par la présence des sels divers que la dissolution contient en proportion beaucoup plus grande. La décomposition du chlorure d'argent dissous par les sels au minimum, quand l'excès de ces réductifs est devenu assez grand, donne : de l'argent métallique très-divisé qui s'amalgame, soit immédiatement, soit plus tard, au contact du mercure; des sels de fer et de cuivre au maximum, dont la reproduction tend à ramener la dissolution à sa composition primitive.

Dans ces réactions il y a nécessairement formation de protochlorure de mercure, c'est-à-dire une perte de ce métal; elle est proportionnelle à la quantité d'argent précipitée, même dans le cas où les sels réductifs de fer et de cuivre sont produits par le mercure en quantité strictement suffisante pour la décomposition des sels d'argent en dissolution; mais dans ce cas la précipitation de l'argent serait extrêmement lente, un petit excès de réductifs est indispensable, et par conséquent il doit se former un peu plus de protochlorure de mercure qu'il n'y a proportionnellement d'argent amené à l'état métallique. Comme le mercure coûte très-cher, il est essentiel de limiter autant que possible la perte de ce réactif, c'est-à-dire qu'il faut arriver à faire marcher parallèlement les deux ordres de réactions exposées jusqu'à présent, et dont la rapidité varie avec la température : celles qui produisent la dissolution de l'argent, celles qui déterminent la formation des réductifs et la précipitation de l'argent.

Les seuls moyens dont on dispose pour régler les réactions sont : la proportion et le degré d'acidité du magis-

tral ; la finesse des grains des minerais ; la quantité de mercure.

On conçoit d'après cela que les essayeurs, auxquels est confiée la conduite de l'amalgamation, doivent avoir une longue expérience des minerais qu'ils sont chargés de traiter, pour pouvoir déterminer avec quelque certitude le degré de porphyrisation et la proportion de magistral les plus convenables. Ils cherchent en général à conduire l'opération avec une certaine lenteur, afin de pouvoir distinguer plus facilement si le magistral est en quantité trop forte ou trop faible, et de remédier aux dérangements quand ils se produisent.

La régularité ne peut être obtenue entre des réactions aussi complexes que si elles ne marchent pas trop rapidement.

Pour les explications qui me restent à donner, je suppose d'abord que la proportion du magistral est telle que la précipitation de l'argent se fait à mesure que les sels d'argent se dissolvent, et que les sels réductifs ne se forment pas en trop grand excès. Les réactions chimiques continuent à se produire pendant plusieurs jours après l'incorporation du mercure ; le chlorure d'argent qui se trouve à proximité de chaque globule métallique est peu à peu transformé, dissous et décomposé ; l'argent précipité se combine au moins en partie avec le mercure. On pourrait même obtenir la précipitation complète de l'argent des minerais, sans être obligé de remanier les matières, si on pouvait produire, par le premier *repaso*, la dissémination parfaitement uniforme des globules très-petits du mercure dans toute la masse des matières en élaboration ; mais cela n'est pas possible, et il y a toujours une certaine quantité de minerais sur laquelle le mercure ne peut pas agir ; pour cette partie il y a seulement dissolution du chlorure d'argent sous



les influences du magistral et du chlorure de sodium.

Dès que l'essayeur s'aperçoit que les réactions dues au mercure se ralentissent, c'est-à-dire que la proportion d'amalgame indiquée par les essais journaliers n'augmente pas avec la même régularité que dans les premiers jours, il fait mettre les mules dans la tourte; par un *repaso* de plusieurs heures toutes les matières solides et liquides sont changées de place; les globules de mercure viennent en contact avec de nouvelles parties de la dissolution et des minerais. Dans la dissolution se trouve alors un petit excès de chlorure d'argent, provenant de l'action du magistral et du sel sur les parties des minerais, qui, avant ce *repaso*, étaient placées à trop grande distance des globules du mercure. L'action du mercure sur les sels de fer et de cuivre produit en peu de temps un certain excès de réductifs. La précipitation de l'argent doit donc prendre, après le *repaso*, une activité notablement plus grande, à laquelle succède bientôt la marche normale de l'opération, les diverses réactions chimiques reprenant à peu près la même activité qu'après l'incorporation du mercure.

Dans l'hypothèse que j'ai faite au commencement de cette explication, les réactifs employés, et le degré de porphyrisation, ont été convenablement déterminés relativement à la richesse des minerais et à la température; la dissolution du chlorure d'argent, la production des réductifs, la précipitation de l'argent, marchent à peu près avec la même rapidité; l'opération peut être continuée presque jusqu'à l'entière décomposition du chlorure d'argent. De temps en temps, quand les réactions se ralentissent, l'essayeur fait marcher les mules pendant plusieurs heures; vers la fin il incorpore, en une ou deux fois, une nouvelle quantité de mercure, quand les essais lui indiquent que ce métal est à peu près en totalité passé à l'état d'amalgame: l'addition de mercure a pour effet

d'activer la production des sels réductifs, qui se forment trop lentement quand la tourte ne contient plus un excès suffisant de ce métal encore libre.

A la fin de l'opération, c'est-à-dire quand la précipitation de l'argent est complète, le mercure continue son action sur les sels de fer et de cuivre, jusqu'au moment où les matières de la tourte sont portées aux cuves de lavage; il faut chercher à limiter autant que possible cette consommation inutile de mercure en procédant au lavage dès que l'essayeur reconnaît que le minerai n'abandonne plus d'argent. Dans le même but on doit avoir soin de n'ajouter le métal que par petites fractions, pendant les derniers jours, de manière à donner aux réactions l'activité strictement nécessaire; il est essentiel, au point de vue économique, que la tourte renferme une quantité à peine appréciable de mercure libre, au moment où la précipitation de l'argent est terminée.

L'amalgame d'argent est alors disséminé en grains très-fins dans toute la masse des matières; le lavage par décantations successives en ferait perdre une proportion très-forte, si on n'avait pas soin de mettre dans les cuves un excès de mercure assez grand pour réunir tous les grains d'amalgame, et pour former un liquide bien coulant: les décantations ne doivent commencer qu'après cette dissolution métallique de l'amalgame solide.

Il est bon d'observer que le mercure employé pour produire cet effet doit être ajouté dans les cuves et non pas dans la tourte elle-même, dans laquelle cependant l'action du métal en excès semblerait pouvoir être plus facile et plus complète que dans les cuves. Dans la tourte, en effet, le métal agirait très-rapidement sur les sels de fer et de cuivre et les ramènerait au minimum; une partie du mercure perdrait son état métallique, sans utilité aucune pour la précipitation de l'argent, déjà terminée.

Les explications que je viens de présenter font comprendre que dans les conditions les plus favorables l'amalgamation à froid consomme nécessairement beaucoup de mercure; la lenteur de l'opération, les précautions minutieuses dans le dosage des réactifs employés et dans la modération de leur activité, ont pour raison principale et pour but essentiel la diminution de la perte de mercure; dans les ateliers les mieux dirigés on descend rarement au-dessous de la proportion suivante : 1 de mercure perdu pour 1 d'argent obtenu. La chloruration du mercure n'est pas du reste la seule cause de perte; il y a toujours une petite quantité de métal qui s'infiltré entre les dalles du *patio*; on en perd encore une fraction pendant le lavage et dans la distillation de l'amalgame.

Je vais maintenant examiner les accidents qui peuvent arriver pendant l'amalgamation, soit par suite des variations de température, soit par suite d'un dosage imparfait des réactifs employés.

**VARIATIONS DE TEMPÉRATURE.** — Pour des minerais aussi simples que ceux considérés dans les explications précédentes, le succès de l'amalgamation dépend principalement du parallélisme que les chefs d'ateliers parviennent à établir entre des actions chimiques très-complexes : la dissolution progressive du chlorure d'argent; la production des sels réductifs qui déterminent la décomposition du chlorure dissous. Ces deux actions varient beaucoup d'énergie avec la température, de telle sorte que dans la même localité, et pour un même minerai, il faut employer des proportions différentes de magistral dans les diverses saisons. Pendant l'été il est toujours nécessaire de diminuer la proportion de magistral; sans cette précaution la perte de mercure est

plus considérable. Cette observation a été faite dans un grand nombre d'usines; la convenance d'employer moins de magistral en été qu'en hiver est un fait pratique dont les conséquences théoriques sont très-intéressantes. Il conduit à admettre que la formation des sels réductifs sous l'influence du mercure, et la précipitation de l'argent, sont bien plus ralenties par l'abaissement de la température que ne l'est la dissolution du chlorure d'argent dans la liqueur saline.

De là, il est facile de déduire les perturbations auxquelles est exposée l'amalgamation dans les tourtes préparées pour une saison déterminée, quand des variations atmosphériques passagères viennent changer les conditions de température prévues par les chefs d'ateliers. Deux cas différents doivent être examinés, l'élévation ou l'abaissement de la température; il est sous-entendu qu'il s'agit de variations prolongées pendant plusieurs jours, car des accidents de quelques heures ne sauraient avoir une influence appréciable sur des réactions aussi lentes que celles de l'amalgamation à froid.

L'abaissement de la température ralentit la formation des sels réductifs et par suite la précipitation de l'argent, le chlorure d'argent dissous n'est pas entièrement décomposé, l'opération marche avec plus de lenteur, mais il n'y a pas chloruration inutile du mercure: la liqueur se charge de plus en plus de chlorure d'argent, qui est ensuite facilement réduit quand, les conditions atmosphériques étant revenues à l'état normal, les sels réductifs peuvent être produits en proportion suffisante. Il n'y a pas lieu de chercher à donner de l'activité à l'amalgamation, en introduisant dans la tourte un excès de magistral, excès qui pourrait être très-nuisible dans le cas où l'atmosphère reprendrait son état ordinaire avant la fin de l'opération; il est plus rationnel de se résigner au

ralentissement momentané dans la précipitation de l'argent, qui ne présente pas d'inconvénients sérieux.

Dans le cas d'une élévation de température, l'effet inverse est produit; les sels réductifs de fer et de cuivre se forment en excès relativement au chlorure d'argent qui est dissous; une partie du mercure est chlorurée inutilement et perdue: l'excédant des réductifs produit sous l'influence de la variation atmosphérique n'accélère pas la précipitation de l'argent, une fois la température revenue à son état normal. Le seul effet produit est donc une consommation inutile du réactif métallique, un *échauffement de la tourte*, comme le disent les amalgameurs. Il est quelquefois utile de limiter la perte de mercure, en introduisant dans la tourte, dès que l'effet se manifeste, une certaine quantité de chaux caustique ou d'un autre réactif alcalin. L'action de la chaux s'exerce sur les sels de fer, de cuivre et de mercure, que renferme la dissolution; elle diminue la proportion des sels de cuivre et de fer sur lesquels le mercure peut agir, et par là se trouvent ralenties la formation des sels réductifs et la dissolution du mercure; en même temps la chaux décompose une partie du protosel de mercure déjà formé, et régénère une certaine quantité du métal utile. A ces divers points de vue l'addition de chaux est très-utile, mais elle présente l'inconvénient de ralentir l'amalgamation quand la variation atmosphérique a cessé, parce qu'alors la tourte ne renferme plus la proportion convenable de magistral; il faudrait introduire une quantité de magistral correspondante à la chaux précédemment ajoutée, afin de ramener l'opération à des conditions normales. Les amalgameurs hésitent toujours à employer ainsi successivement la chaux et le magistral, quand il s'agit de remédier à des accidents momentanés, causés par des variations atmosphériques; ils craignent, et avec raison,

de ne pas évaluer sûrement, d'après leurs essais, les quantités de ces deux agents qui seraient nécessaires pour produire le résultat utile ; un excès même assez faible de l'un d'entre eux peut amener dans la marche de l'opération des irrégularités plus nuisibles que l'accroissement de la perte de mercure.

**DOSAGES IMPARFAITS DES RÉACTIFS.** — Il arrive encore assez fréquemment à des amalgameurs habiles de ne pas déterminer convenablement la proportion du magistral introduit dans une tourte, soit parce qu'ils ne connaissent pas suffisamment la nature des minerais, soit parce qu'ils ne tiennent pas un compte exact du degré de porphyrisation et de l'influence de la température. Au bout de quelques jours, l'opération ne marche plus avec régularité ; les essais journaliers indiquent bientôt si le magistral est en excès ou en défaut, et comme il ne s'agit plus alors d'un accident momentané, il est indispensable d'apporter promptement un remède à la lenteur ou à la trop grande activité des réactions ; je vais supposer d'abord les minerais bien porphyrisés et considérer les deux cas principaux qui peuvent se présenter, excès ou défaut de magistral.

**Premier cas.** — Quand la proportion de magistral est insuffisante, ou quand ce réactif n'est pas notablement acide, la dissolution du chlorure d'argent se fait avec une grande lenteur, les sels réductifs se forment en quantité trop faible pour agir convenablement sur les sels d'argent dissous ; l'opération traîne en longueur ; les amalgameurs disent alors que la *tourte a froid*, et reconnaissent ce défaut à l'aspect du mercure recueilli sur la scéble dans les essais journaliers ; l'aspect et la proportion du métal changent à peine d'un jour à l'autre.

En laissant les réactions progresser avec lenteur, on

s'exposerait à des dépenses assez grandes, parce qu'il faudrait multiplier les *repasos*; de plus, l'amalgamation d'une tourte exigeant un temps beaucoup plus long, il serait impossible de traiter dans l'année la quantité de minerais correspondante à l'étendue du *patio*; enfin les essayeurs ne reconnaissant pas avec netteté le moment où le minerai ne cède plus d'argent au mercure, les matières pourraient être envoyées au lavage avant la précipitation complète de l'argent. Il est donc nécessaire de donner aux réactions l'activité qui leur manque, de *réchauffer* la tourte, par l'introduction d'une nouvelle quantité de magistral; l'addition de ce réactif doit être faite avec beaucoup de ménagements, dans la crainte de tomber dans l'excès contraire; il est prudent de la faire en deux ou trois fois. A chaque addition de magistral on donne un *repaso*, afin de répartir uniformément le réactif dans toute la masse des matières; on attend quelques jours pour juger l'effet produit, avant de procéder à une nouvelle addition. On s'arrête toujours dès que l'opération paraît marcher avec une rapidité à peu près suffisante; l'amalgamation est terminée comme à l'ordinaire, à moins qu'il ne survienne de nouveaux accidents.

*Second cas.* — Si, au contraire, le magistral est en excès ou trop acide, les réactions sont trop rapides pour être convenablement réglées, les sels réductifs sont produits en proportion trop grande, une partie du mercure est inutilement chlorurée : la *tourte a trop chaud*, disent les amalgameurs. En laissant l'opération continuer dans ces conditions, on arriverait assez rapidement à la précipitation complète de l'argent, mais avec une perte trop forte de mercure. Il faut promptement saturer l'excès d'acide, ou détruire l'excès de magistral, par de la chaux. Dans ce cas, on ne doit pas procéder par tâton-

nements, il faut mettre de suite toute la chaux nécessaire, même en s'exposant à en trop employer ; car, aussi longtemps que le magistral est en excès, la perte de mercure fait des progrès. Quand la chaux a été mise en trop grande quantité, l'opération marche trop lentement, mais cette lenteur n'est pas un grave inconvénient ; elle ne fait pas perdre de mercure, et d'ailleurs on peut y remédier par des additions successives de magistral.

Il est utile de remarquer que certains amalgameurs préfèrent maintenir les tourtes un peu chaudes, c'est-à-dire employer un faible excès de magistral ; l'opération est terminée plus promptement, exige des *repasos* moins nombreux ; la précipitation de l'argent est plus certainement complète : ces avantages compensent la perte plus forte de mercure.

**INFLUENCE DE LA PORPHYRISATION.** — Quand les minerais n'ont pas été porphyrisés assez fin, l'amalgamation présente fréquemment des irrégularités, et ne donne pas toujours la totalité de l'argent. Les minerais mis en opération contiennent des grains de toute dimension, depuis les plus fins jusqu'à ceux d'un diamètre appréciable ; la proportion des parties fines et des sables est variable avec la limite à laquelle on a jugé convenable d'arrêter la porphyrisation. Dans la tourte, les sables résistent plus ou moins longtemps aux réactifs, suivant leur grosseur, tandis que les réactions commencent presque immédiatement pour les parties les plus fines ; pour ces dernières, l'argent est précipité complètement, alors que les grains les plus gros sont à peine attaqués. La quantité de magistral nécessaire dans le commencement de l'opération devient trop grande, et son excès devient de plus en plus prononcé, à mesure que les parties fines ayant cédé la totalité de



leur argent au mercure, les réactions ne peuvent plus s'exercer que sur des grains de plus en plus gros. Pour éviter une perte trop grande de mercure, il faudrait saturer progressivement une partie des sels du magistral par de la chaux. Il est cependant préférable de n'employer ce réactif dès le principe qu'en proportion très-faible. L'addition progressive de la chaux a l'inconvénient de retarder beaucoup la fin de l'opération, au moment où les progrès de l'amalgamation deviennent déjà de moins en moins marqués, même en présence d'un excès de magistral; les essayeurs ne distinguent pas avec netteté l'instant où le minerai n'abandonne plus d'argent au mercure; les matières portées aux cuves de lavage retiennent encore du chlorure d'argent.

L'emploi du magistral en quantité plus faible que celle qui conviendrait au même minerai mieux pulvérisé est plus rationnel; l'opération totale est plus longue, mais le ralentissement des réactions chimiques sur les parties fines, dans le commencement, permet de rendre à peu près complète l'action des sels divers sur les grains un peu gros, sans qu'il y ait cependant une perte trop grande de mercure.

Il est d'ailleurs évident que sur les grains trop gros l'action des sels ne peut jamais pénétrer jusqu'au centre; la désargentification est certainement incomplète.

Quand les minerais proposés sont parfaitement porphyrisés, la dissolution du chlorure d'argent dépend principalement de la nature et de la proportion du magistral employé; l'opération peut être terminée en peu de temps, si les essayeurs sont habiles et, de plus, habitués aux minerais; mais dans une amalgamation rapide les tourtes s'échauffent aisément, et la chaux employée pour les refroidir n'empêche pas la perte de mercure d'être assez forte. Il en résulte que, dans le cas des mine-

rais parfaitement porphyrisés, il est encore convenable de conduire l'opération avec une certaine lenteur, en ne faisant agir qu'une proportion limitée de magistral. Il n'y a donc pas en réalité un grand intérêt à pousser très-loin la porphyrisation ; on peut, sans grave inconvénient, l'arrêter au point où les grains les plus gros peuvent laisser pénétrer les réactifs jusqu'au centre, et céder leur argent au mercure dans le temps ordinaire d'une opération, lequel varie entre 30 et 45 jours, suivant la température. Cette limite est adoptée, à la suite d'une longue expérience pratique, dans la plupart des ateliers américains ; les directeurs assurent qu'ils n'auraient aucun avantage économique à chercher à obtenir une plus grande rapidité de l'amalgamation par une porphyrisation plus parfaite ; cette opération préliminaire leur coûterait davantage ; ils perdraient probablement plus de mercure dans l'amalgamation, et ne retireraient pas plus d'argent.

*Mariages.* — Dans les usines dans lesquelles on traite annuellement des quantités considérables de minerais, l'amalgamation ne présente jamais une régularité parfaite, soit parce que la porphyrisation n'est pas elle-même très-régulière, soit parce que les diverses parties des minerais n'ont pas la même richesse, ou contiennent des proportions différentes d'argent natif et de chlorure. Les essayeurs déterminent pour les tourtes la quantité de magistral d'après les résultats obtenus précédemment avec les mêmes minerais ; cette quantité de réactif, convenable pour certains tas, se trouve trop forte ou trop faible pour d'autres. Si l'on commence le même jour l'amalgamation pour des poids égaux de minerais, de la même provenance, porphyrisés avec les mêmes soins, en employant des quantités égales de réactifs, il arrive bien rarement que l'amalgamation soit terminée dans

toutes les tourtes au même moment ; presque toujours il faut ajouter dans les unes du magistral, dans les autres de la chaux. Dans quelques établissements, on cherche à éviter ces additions de réactifs par des *mariages*, c'est-à-dire en mélangeant les tourtes qui présentent des défauts contraires ; on n'emploie la chaux ou le magistral que dans le cas où toutes les tourtes, dans lesquelles l'opération ne marche pas régulièrement, présentent en même temps le même défaut. Cette manière de procéder n'est pas générale, et n'est pas dénuée d'inconvénients ; elle exige beaucoup de main-d'œuvre ; elle ne peut être appliquée qu'à des tas assez petits ; elle n'est adoptée que dans les usines qui possèdent une cour très-vaste, comparativement à la quantité de minerais traités.

**AMALGAMATION DES MINERAIS NEGROS.** — Dans les explications précédentes j'ai considéré les minerais de composition simple, renfermant l'argent à l'état natif, à l'état de chlorure, de bromure et d'iodure ; l'amalgamation à froid est appliquée non-seulement à ces minerais, mais encore à ceux qui contiennent des sulfures métalliques, et dans lesquels l'argent est engagé dans des combinaisons plus ou moins complexes avec le soufre, l'arsenic ou l'antimoine.

Les résultats obtenus avec ces minerais sont en général très-défavorables, c'est-à-dire que les résidus de l'amalgamation retiennent une fraction très-grande de l'argent ; il est important d'examiner quelles sont les réactions chimiques qui peuvent amener une partie de l'argent à l'état métallique, et quelles raisons s'opposent à ce que la précipitation soit complète.

Les minerais de cette nature sont amalgamés après ou sans grillage préalable ; ce sont deux cas très-différents

qu'il faut étudier séparément ; je commence par l'amalgamation des *negros* non grillés.

Minerais  
non grillés.

L'opération est conduite à peu près comme pour les *colorados*, mais les réactions chimiques sont en grande partie différentes ; pour les expliquer plus clairement, je vais considérer d'abord celles qui produisent la dissolution de l'argent dans la liqueur chargée de sels, j'indiquerai ensuite les réactions dans lesquelles intervient le mercure.

Les minerais porphyrisés sont mis en présence du chlorure de sodium en excès et du magistral un peu acide ; la dissolution de l'argent engagé dans des combinaisons diverses ne peut être produite que par l'action des sels de cuivre et de fer : cette action est nécessairement très-lente dans les conditions dans lesquelles sont placés les tas d'amalgamation ; elle ne s'exerce pas seulement sur les composés de l'argent, mais bien sur toutes les combinaisons des métaux avec le soufre, avec l'arsenic et avec l'antimoine, que renferment les minerais. En outre, ces diverses combinaisons métalliques ne sont pas attaquées avec la même facilité ; la blende et le sulfure simple d'argent le sont plus aisément que la galène et le cuivre gris ; l'argent rouge et l'argent gris résistent beaucoup plus longtemps ; pour chaque espèce minérale, l'action est bien plus facile pour les grains extrêmement fins que pour ceux dont le diamètre est appréciable. L'influence de la grosseur des grains est surtout très-grande pour les minéraux de l'argent, qui sont disséminés dans les sulfures métalliques, simples ou complexes : dans les grains un peu gros l'argent est préservé de l'action des sels du magistral par les autres sulfures.

Les sels de cuivre et de fer au maximum se comportent comme acides oxydants très-faibles sur les diffé-

rents composés métalliques; ils sont ramenés au minimum en oxydant les métaux : le soufre est mis en liberté. La dissolution de l'argent, très-lente, comme dans l'amalgamation des *colorados*, se fait avec production de sels réductifs et avec séparation de soufre; les autres métaux se dissolvent en même temps que l'argent, ou même avant lui, et toujours avec production de sels réductifs et dépôt de soufre.

D'après cela on ne peut obtenir la dissolution à peu près complète de l'argent qu'en employant un excès de magistral acide, et un excès d'autant plus grand que les minerais proposés renferment une proportion plus forte de sulfures métalliques. Le temps nécessaire à la dissolution dépend du degré de porphyrisation, de la nature des combinaisons dans lesquelles l'argent est engagé, de la température, de la quantité et de l'acidité du magistral.

Ces réactions diffèrent essentiellement de celles qui produisent la dissolution progressive du chlorure d'argent dans le traitement des *colorados*, pour lesquels il n'y a ni dépôt de soufre, ni formation de sels réductifs, ni, en général, action des sels du magistral sur d'autres composés métalliques.

Après l'incorporation du mercure, ce métal agit encore sur les sels de fer et de cuivre; il produit aisément l'excès de sels réductifs nécessaires à la précipitation de l'argent dissous, puisque la dissolution des métaux fournit elle-même des sels de fer et de cuivre au minimum. La précipitation de l'argent consomme donc moins de mercure que dans le traitement des *colorados*; la durée de l'opération dépend principalement de la lenteur avec laquelle l'argent est dissous.

Dans les nombreux *repasos* qui sont nécessaires pour donner une activité nouvelle aux réactions, quand elles se ralentissent, le mercure est mis en contact intime

avec le soufre; il se produit du sulfure de mercure, sur lequel les sels du magistral agissent plus facilement encore que sur les sulfures naturels, en dissolvant le métal et séparant le soufre. Cette action fait perdre une certaine quantité de mercure, et il est facile de voir que la perte va en augmentant avec la durée de l'opération et avec le nombre des *repasos*. Cette perte s'ajoute à celle qui est causée par l'action directe du mercure métallique sur les sels du magistral, et qui est moins grande que dans l'amalgamation des *colorados*.

La quantité de mercure sulfuré, et par suite perdu, dans un temps donné, dépend principalement de la composition des minerais et de la proportion de sulfures métalliques qu'ils contiennent.

Les deux causes de perte de mercure sont pour ainsi dire de signes contraires : pour des minerais contenant beaucoup de sulfures l'action des sels du magistral sépare beaucoup de soufre, et produit une notable quantité de sels réductifs; il n'y a que très-peu de mercure employé à la formation du complément de sels réductifs, nécessaire à la précipitation de l'argent, mais il se produit beaucoup de sulfure de mercure : l'inverse a lieu pour les minerais renfermant peu de sulfures métalliques, car le mercure doit alors déterminer en grande partie la formation des réductifs; il ne se sulfure que très-peu de mercure.

J'ai dit précédemment que les sels du magistral agissent avec difficulté sur l'argent rouge et sur les composés analogues; pour arriver à extraire des minerais contenant une certaine quantité de ces minéraux la totalité de l'argent, il faudrait prolonger l'amalgamation pendant des mois entiers; par là on s'exposerait à perdre énormément de mercure, au moins dans le traitement des minerais qui renferment de la blende et

d'autres sulfures, attaquables par les sels de fer et de cuivre au maximum. On est toujours forcé d'interrompre l'opération avant la fin des réactions; on sacrifie une partie de l'argent, qu'on n'obtiendrait qu'au prix d'une grande perte de mercure. Il faut aux essayeurs une grande habileté pour saisir le moment où la sulfuration du mercure prend une activité telle que la valeur de l'argent, qu'on obtiendrait en continuant l'opération, ne couvrirait plus la perte du mercure. Les résidus de l'amalgamation retiennent fréquemment plus du tiers du métal fin que renferment les minerais.

On voit d'après cela que le traitement des *negros* non grillés exige une proportion de magistral très-variable avec la nature des minerais, mais toujours plus grande que celle reconnue suffisante pour les *colorados*; l'opération est terminée en moins de temps, la perte en mercure peut même être moins forte; mais les résidus sont toujours plus riches en argent.

Les tourtes dans lesquelles on traite les *negros* sont sujettes à des irrégularités analogues à celles que j'ai signalées précédemment pour les minerais chlorurés. Elles peuvent *s'échauffer* ou *se refroidir*, quand l'excès de magistral n'est pas convenablement déterminé: on remédie à ces dérangements par addition de chaux ou de magistral, comme pour les *colorados*.

Je vais maintenant examiner l'amalgamation des *negros* préalablement grillés.

*Grillage.* — Le grillage est fait dans des fours à réverbère chauffés avec du bois; il est conduit très-lentement, à basse température, et n'est pas, en général, terminé par un coup de feu; on cherche au contraire à ne pas décomposer les sulfates qui sont produits par l'oxydation des sulfates métalliques. Les minerais grillés contiennent: des oxydes et des sulfates de plomb, de zinc, de

Minerais  
grillés.

fer, de cuivre; des arséniates et des antimoniates; des gangues quartzeuses ou siliceuses peu altérées; ils renferment l'argent à l'état natif, ou à l'état de combinaisons avec les acides du soufre, de l'arsenic et de l'antimoine. Il est important que les minerais soumis à l'amalgamation ne contiennent pas une quantité notable de minerais non oxydés.

Les minerais grillés ne renferment pas la totalité de l'argent contenu dans les minerais amenés à l'usine. Il y a toujours perte très-notable d'argent pendant le grillage, surtout quand la blende est en proportion très-forte. Cette perte est inévitable.

La conduite du grillage dépend principalement de la nature des minerais proposés; il me suffira de considérer deux cas particuliers très-différents pour faire comprendre dans quel sens il convient de modifier l'opération pour un minerai déterminé.

Je suppose en premier lieu que les minerais contiennent beaucoup de blende et de galène, très-peu de pyrites, très-peu de minéraux du cuivre. Dans ce cas le grillage produit très-peu de sulfates utiles, j'entends par là le sulfate de cuivre et le sulfate de fer, qui pourraient remplacer une partie du magistral, et permettre par conséquent d'employer une proportion moins grande de ce réactif pour l'amalgamation. Il se forme au contraire beaucoup de sulfates de plomb et de zinc, et des oxydes de ces deux métaux, quand le grillage a été fait en présence d'une quantité d'air insuffisante, et quand il a été terminé à une température trop élevée. Les sulfates de plomb et de zinc se dissolvent dans le chlorure de sodium, et forment dans les tourtes des sels inutiles, pour la dissolution comme pour la précipitation de l'argent, nuisibles même en ce qu'ils rendent encore moins intime, et plus difficile, le contact des corps entre lesquels les réac-



tions doivent avoir lieu. La présence des sulfates de plomb et de zinc oblige à employer une proportion plus forte de chlorure de sodium, et ralentit notablement les réactions. Les oxydes des deux métaux ont une influence plus fâcheuse; ils décomposent le sulfate de cuivre et le sulfate de fer, et forcent par conséquent à mettre dans les tourtes d'autant plus de magistral que ces oxydes sont eux-mêmes en plus grande quantité. Il faut donc éviter autant que possible la production des oxydes de zinc et de plomb dans le grillage des minerais peu pyriteux, renfermant de la blende et de la galène; il est essentiel d'introduire sur la sole, pendant toute la durée de l'opération, un excès d'air suffisant pour transformer les sulfures en sulfates, et de ne pas élever la température au-dessus du rouge sombre.

Je considère en second lieu le grillage des minerais contenant beaucoup de pyrites de fer et de cuivre, et très-peu de galène et de blende. En réglant convenablement l'admission de l'air sur la sole et la température, on peut transformer en sulfates la plus grande partie du fer et du cuivre contenus dans les minerais, et produire ainsi les sels utiles du magistral. On doit même craindre de produire une proportion trop grande de ces sulfates, et chercher à en décomposer une partie en élevant la température vers la fin du grillage, ou bien à limiter leur production en ne laissant arriver sur la sole qu'une quantité d'air insuffisante pour transformer la totalité du soufre en acide sulfurique. Les oxydes de cuivre, de zinc et de plomb, contenus dans les minerais grillés, décomposent pendant la durée de l'amalgamation une quantité proportionnelle de sels de peroxyde de fer et de cuivre; il faut tenir compte de cette action dans le grillage des minerais complexes, contenant des pyrites, de la blende et de la galène; la quantité des

sulfates de fer et de cuivre qui peut remplacer le magistral n'est que la différence entre la totalité des sulfates de fer et de cuivre contenus dans les minerais grillés, et la partie de ces sels qui sera plus tard décomposée par les oxydes métalliques.

Il est bien entendu que ce n'est pas par des analyses, mais bien par des tâtonnements, qu'il est possible de déterminer le mode de grillage qui convient le mieux à un minerai donné, c'est-à-dire celui qui permet de réduire le plus la proportion du magistral dans l'amalgamation, et ne produit pas les sulfates utiles en trop grand excès.

*Amalgamation.* — Les minerais bien grillés peuvent être traités absolument comme les *colorados*, par le chlorure de sodium, le magistral et le mercure; la seule différence est dans la proportion du sel et du magistral, qu'il faut faire varier suivant la nature des minerais proposés et suivant la conduite du grillage. Les réactions chimiques sont analogues à celles que j'ai précédemment exposées: les composés de l'argent se dissolvent lentement et peu à peu dans la liqueur saline; l'argent est précipité progressivement par les sels de fer et de cuivre ramenés au minimum par le mercure métallique; l'argent libre et l'argent précipité se combinent avec le mercure; l'amalgame solide produit dans les tourtes est réuni dans les cuves de lavage par un excès suffisant de mercure.

Les composés de l'argent contenus dans les minerais grillés sont: le sulfate, l'arséniate et l'antimoniate; le premier se dissout très-aisément dans le chlorure de sodium, sans l'intervention des sels du magistral; la dissolution des deux autres est au contraire lente et difficile dans le chlorure de sodium seul; elle est rendue un peu plus rapide et plus facile par la présence des sulfates un peu acides, formés pendant le grillage ou bien ajoutés

à l'état de magistral. L'amalgamation se fait très-rapidement quand il s'agit de minerais sulfurés, ne contenant pas d'arsenic et d'antimoine ; les sels de fer et de cuivre ne sont utilisés que pour la précipitation de l'argent ; les résidus du lavage ne contiennent pas notablement d'argent quand tous les sulfures ont été oxydés pendant le grillage.

Pour les minerais qui renferment de l'arsenic et de l'antimoine l'amalgamation est encore plus lente que pour les *colorados*, et presque toujours les résidus du lavage retiennent une certaine quantité d'arséniate et d'antimoniate d'argent, qui échappent aux actions chimiques dans les tourtes. La dissolution complète de ces composés, quand ils sont en proportion un peu forte, exige un temps considérable, pendant lequel la perte de mercure devient très-grande : les progrès de l'amalgamation sont d'ailleurs tellement lents, vers la fin de l'opération, que les essayeurs ne peuvent pas les suivre avec certitude. Quand on traite des minerais contenant des pyrites arsenicales, de l'argent rouge, de l'argent gris, du cuivre gris, etc., le moment auquel il convient d'envoyer les matières des tourtes aux cuves de lavage est déterminé par l'expérience pratique des essayeurs, par la comparaison du rendement en argent et de la perte du mercure, bien plutôt qu'il n'est indiqué par les essais journaliers.

Quand le grillage n'a pas été fait avec les soins convenables, les minerais soumis à l'amalgamation renferment encore des sulfures, en même temps que des combinaisons oxydées ; leur traitement rentre dans le cas assez général, que je vais considérer tout à l'heure, des minerais *colorados* et *negros* mélangés. Je ne m'y arrête pas maintenant, et je me contenterai d'observer que si d'un côté le grillage est une opération dispen-

dieuse et difficile, de l'autre il présente de grands avantages; il donne la possibilité de ramener l'amalgamation des minerais complexes aux conditions ordinaires du traitement des *colorados*; il permet de retirer presque tout l'argent sans perte trop grande de mercure, tandis que les mêmes minerais, amalgamés directement, ne céderaient au mercure qu'une fraction de l'argent contenu.

Je ne sais si en Amérique on a fait des expériences sérieuses pour déterminer pratiquement l'excès de rendement en argent qui peut être attribué au grillage préalable, conduit avec les soins convenables: ces expériences seraient indispensables pour mettre les directeurs d'usines en état de décider dans quelles circonstances les minerais *negros* doivent être grillés, et dans quelles conditions l'amalgamation directe est plus économique. On admet généralement, mais sans poser de chiffres certains, que le grillage n'est possible que dans les localités où le combustible végétal est abondant, et par suite à très-bon marché.

Dans tous les cas, dès qu'on reconnaît la convenance de griller les minerais sulfurés, il est essentiel de tirer tout le parti possible de cette opération, qui coûte toujours très-cher; il faut employer des appareils bien construits, et pousser le grillage jusqu'à l'oxydation complète des composés formés par les métaux divers avec le soufre, l'arsenic et l'antimoine.

**MINÉRAIS COLORADOS ET NEGROS MÉLANGÉS.** — Dans la plupart des ateliers américains les minerais traités contiennent en même temps des sulfures métalliques, simples ou complexes, et des combinaisons de l'argent avec le chlore, le brome et l'iode; ces minerais ne peuvent pas être grillés, il faut leur appliquer directement l'amalga-

mation à froid. Les difficultés du traitement sont grandes, puisque les deux qualités de minerais, *colorados* et *negros*, ne devraient pas être amalgamées de la même manière. Pour les premiers, il faut employer un faible excès de magistral peu acide, et conduire l'opération lentement jusqu'à la précipitation à peu près complète de l'argent; pour les autres, au contraire, un excès de magistral un peu plus acide est indispensable, l'opération doit être arrêtée avant que tout l'argent soit dissous et précipité, afin d'éviter une consommation trop forte de mercure.

Le mode de traitement doit varier avec la nature des minerais, avec la proportion d'argent contenu dans les *negros* et dans les *colorados*. Les deux cas les moins embarrassants sont ceux dans lesquels l'une des deux qualités est de beaucoup dominante; la plus grande difficulté se présente pour les minerais peu riches et contenant à peu près en quantités égales les combinaisons chlorurées et sulfurées.

*Colorados renfermant peu de negros.* — L'amalgamation est conduite comme pour les *colorados* exempts de sulfures métalliques; ces derniers ne sont pas notablement attaqués, l'argent qu'ils contiennent est en grande partie perdu. On peut diminuer la perte en ajoutant un faible excès de magistral vers la fin de l'opération, afin d'attaquer un peu plus complètement les sulfures; mais cette addition doit toujours être faite avec beaucoup de ménagement, parce qu'elle a pour résultat certain d'augmenter la consommation de mercure; les limites dans lesquelles il faut se maintenir sont déterminées par l'expérience, et par la comparaison du rendement en argent et de la perte de mercure.

*Negros contenant peu de colorados.* — Ces minerais doivent être traités comme s'ils ne contenaient pas de chlorure d'argent: le temps nécessaire à l'amalgamation

des composés sulfurés est bien suffisant pour la décomposition à peu près complète du chlorure, et ce dernier, tant qu'il est en petite quantité, n'exerce aucune influence appréciable sur la conduite de l'opération et sur les résultats obtenus.

*Colorados et negros mélangés.* — Les minerais contenant des combinaisons sulfurées et chlorurées, à peu près en égales quantités, peuvent être traités de diverses manières, mais en tout cas la perte d'argent est considérable, ou bien les frais de traitement sont extrêmement élevés.

Pour les minerais riches on peut diviser l'opération en deux parties. Dans la première, on conduit l'amalgamation lentement, en employant les quantités de sel et de magistral qui conviendraient à la fraction chlorurée des minerais proposés ; les sulfures ne sont pas notablement attaqués, on obtient à l'état d'amalgame l'argent natif, l'argent du chlorure, et une fraction très-faible du métal fin des sulfures. On porte les matières aux cuves de lavage, on sépare l'amalgame en le dissolvant, comme à l'ordinaire, dans un excès de mercure ; les grains les plus lourds des boues sont recueillis ; ils sont soumis à la seconde partie du traitement, l'amalgamation avec ou sans grillage préalable. Le lavage des boues à la suite de la première opération fait perdre une quantité notable d'argent, car les parties les plus fines des minerais sont entraînées par l'eau et ne peuvent pas être recueillies : cette perte s'ajoute à celle qu'on ne peut pas éviter dans l'amalgamation des sulfures ; on ne retire des minerais qu'une fraction de l'argent contenu. Les frais des deux opérations sont nécessairement très-élevés, et par conséquent la méthode n'est applicable qu'à des minerais riches : la division précédente ne peut être adoptée que dans un très-petit nombre des ateliers d'amalgamation.

Pour les minerais de teneur moyenne il faut chercher

à obtenir le plus possible de l'argent en une seule opération, en employant des proportions de réactifs intermédiaires entre celles qui conviendraient aux *colorados* et aux *negros*, s'ils étaient seuls; on détermine par des tâtonnements successifs la durée de l'amalgamation et la quantité de sel et de magistral qui répondent au meilleur rendement, sans faire perdre trop de mercure : on laisse dans les résidus une partie de l'argent des chlorures et des sulfures métalliques. La perte est ordinairement de 55 à 40 d'argent perdu pour 100 de métal fin obtenu dans l'amalgame : les résultats sont donc peu favorables; mais dans l'état actuel de l'industrie en Amérique, il semble impossible de procéder différemment, au moins dans les localités où les conditions locales empêchent d'adopter le traitement par voie sèche.

EMPLOI DES AMALGAMES DE ZINC, DE CUIVRE, DE PLOMB. —

Les dépenses nécessitées par l'amalgamation à froid sont toujours très-élevées, même dans les usines qui sont placées dans les conditions les plus favorables et qui traitent les minerais les plus simples. La cause principale de l'élévation des frais de traitement est la perte de mercure, supérieure en général au poids de l'argent retiré par la distillation de l'amalgame. Des masses considérables de minerais plus pauvres que ceux traités jusqu'à présent pourraient être utilisées, s'il était possible d'en extraire l'argent en perdant peu de mercure. En réfléchissant aux réactions chimiques qui ont lieu dans les tourtes, on peut se convaincre aisément que plusieurs d'entre elles peuvent être produites par d'autres métaux que le mercure : par le zinc, l'étain, le cuivre, le plomb.....

Les expériences, faites dans plusieurs usines du Mexique et de l'Amérique du Sud, ont déjà donné de bons résultats pour un certain nombre de minerais; ainsi,

à Guadalupe y Calvo, la substitution de l'amalgame de cuivre au mercure seul a permis d'abréger notablement la durée de l'amalgamation; elle a donné un rendement plus fort en argent et une consommation beaucoup moindre de mercure. Les résultats défavorables obtenus dans d'autres usines peuvent être expliqués par la nature des minerais, ou doivent être attribués à la résistance que les essayeurs, maîtres absolus de la conduite de l'opération dans l'ancienne méthode, opposent à l'introduction d'un procédé nouveau, donnant dans la plupart des cas des résultats plus rapides et plus certains, pouvant leur enlever par conséquent une partie de leur importance.

Pour l'examen théorique de l'emploi des amalgames je vais considérer séparément le traitement des minerais chlorurés et celui des minerais sulfurés; je parlerai seulement de l'amalgame de cuivre, mais les explications que je vais présenter sont applicables, presque sans aucune modification importante, aux amalgames des autres métaux.

*Minerais chlorurés.* — Dans le procédé ordinaire d'amalgamation, le mercure exerce deux actions différentes: la première est la transformation des sels du magistral, la production des réductifs solubles nécessaires à la précipitation de l'argent; la seconde est la formation d'un amalgame solide, susceptible d'être rapidement absorbé par le mercure en excès, ajouté dans les cuves de lavage. La première de ces deux actions est la cause principale et inévitable de la perte du mercure; la seconde, au contraire, n'expose qu'à des pertes à peu près sans importance, au moins quand les opérations sont conduites avec les soins convenables.

Pour la première, le mercure peut être remplacé très-avantageusement par d'autres métaux: le zinc, le cuivre,



l'étain, etc., dont l'action sur les sels du magistral est plus énergique; pour la seconde, aucun métal ne peut remplacer le mercure. Il résulte de là que, pour économiser le mercure dans l'amalgamation, il faut chercher à produire entièrement la transformation des sels du magistral par le zinc, l'étain, le cuivre, etc., mais qu'il est indispensable d'employer en même temps la proportion de mercure nécessaire pour former un amalgame solide avec l'argent précipité. Le métal qui doit remplacer le mercure, pour l'action réductive, doit être employé très-divisé, car sans cela il n'agirait que très-lentement et incomplètement; le procédé le plus simple pour l'obtenir très-divisé est de le combiner avec le mercure, d'en faire un amalgame assez liquide pour être disséminé dans les tourtes avec la même facilité que le mercure lui-même.

Dans la tourte on introduit d'abord le sel et le magistral; vingt-quatre heures après on fait l'incorporation de l'amalgame de cuivre; on laisse ensuite les réactions marcher d'elles-mêmes; de temps en temps on leur donne de l'activité par des *repasos* plus ou moins prolongés. Dans ces conditions, le cuivre seul peut se dissoudre en amenant au minimum les sels de fer et de cuivre du magistral; le mercure ne peut commencer à agir qu'après la dissolution complète du cuivre.

L'action du cuivre sur les sels du magistral est assez rapide, en sorte que les progrès de l'opération sont réglés seulement par la dissolution du chlorure d'argent; on a tout intérêt à la rendre un peu rapide, et par conséquent à employer du magistral notablement acide; le sulfate de cuivre, provenant des ateliers de départ, convient mieux que les pyrites de cuivre grillées dans des réverbères.

La proportion de cuivre à employer est celle néces-

saire pour produire les réductifs, c'est-à-dire un peu plus d'un équivalent de cuivre pour un équivalent d'argent à précipiter; il faut plus d'un équivalent de cuivre, parce que le chlorure d'argent n'est décomposé que par un certain excès de sels réductifs; les expériences faites à Guadalupe y Calvo (Mexique) ont indiqué de 33 à 35 de cuivre pour 100 d'argent précipité. Un excès de cuivre doit être évité, parce que le métal non dissous reste dans l'amalgame, et par conséquent avec l'argent, après la distillation du mercure.

D'après ces considérations théoriques, l'opération peut être terminée en peu de temps; la précipitation de l'argent doit être complète si le magistral est en quantité suffisante pour produire la dissolution de la totalité du chlorure d'argent; la perte de mercure par dissolution est à peu près nulle; l'amalgame d'argent ne retient que très-peu de cuivre.

Les résultats pratiques obtenus jusqu'à présent ne sont pas tout à fait d'accord avec ces indications de la théorie. On obtient bien la précipitation à peu près complète de l'argent, mais il y a toujours une consommation de mercure assez forte, et l'amalgame retient une proportion appréciable de cuivre. Il est facile de se rendre compte de ces différences entre la théorie et la pratique. En théorie le cuivre préserve complètement le mercure de la dissolution, et se dissout lui-même peu à peu et en entier, mais à la condition que, à un moment donné, et depuis le commencement jusqu'à la fin de l'opération, tous les globules de l'amalgame de cuivre contiennent rigoureusement les mêmes quantités des deux métaux, et se trouvent placés, pendant toute la durée de l'opération, dans des circonstances identiques. L'homogénéité absolue de l'amalgame, et des matières diverses contenues dans la tourte, est évidemment impossible; dans

certaines globules de l'amalgame, le cuivre est dissous en entier, quand dans d'autres il reste encore une quantité appréciable de cuivre ; pour les premiers il y a dissolution du mercure, tandis que les autres retiennent du cuivre jusqu'à la fin de l'opération.

L'emploi de l'amalgame de cuivre peut donc diminuer beaucoup la perte de mercure, inévitable dans l'amalgamation ordinaire, mais ne peut pas la rendre nulle ; elle a l'inconvénient de laisser un peu de cuivre dans l'argent.

Il semblerait rationnel de ne pas introduire en une seule fois la totalité de l'amalgame de cuivre, et de procéder par incorporations successives ; on serait plus certain de ne pas laisser de cuivre avec l'argent ; les essayeurs pourraient aisément se rendre compte de la marche de l'opération, la diminution de la quantité d'amalgame dans les essais journaliers indiquerait le moment convenable pour ajouter une nouvelle proportion du réactif métallique. Il ne faut pas perdre de vue qu'il est impossible de déterminer exactement la teneur en chlorure d'argent d'un tas de minerais, et par conséquent de calculer exactement le poids de l'amalgame de cuivre qu'il convient d'employer ; en opérant l'incorporation en une fois on risque d'employer trop ou trop peu de cuivre, on s'expose à obtenir de l'argent très-cuivreux, ou à perdre plus de mercure qu'en procédant par incorporations successives.

L'amalgame de plomb se comporte à peu près comme celui de cuivre ; mais un excès de ce réactif ne présente pas les mêmes inconvénients ; le plomb, qui reste avec l'argent, peut être éliminé très-aisément par le raffinage dans un petit four de coupelle. A ce point de vue il est probable qu'en employant le plomb en faible excès on pourra diminuer la perte de mercure, plus facilement encore qu'en se servant de l'amalgame de cuivre.

*Minerais sulfurés.* — Dans le traitement des minerais sulfurés, les réductifs solubles, nécessaires à la précipitation de l'argent, sont produits en grande partie par les actions des sels du magistral sur les sulfures métalliques simples ou complexes; la principale cause de perte du mercure est la sulfuration de ce métal, produite par le soufre mis en liberté lors de la dissolution des métaux; il faut limiter la perte en arrêtant l'opération avant la décomposition complète des combinaisons dans lesquelles l'argent est engagé. En employant l'amalgame de cuivre on n'évite qu'en partie la sulfuration du mercure, mais on peut empêcher la dissolution de ce métal sous l'influence des sels du magistral. Il est donc possible d'employer le magistral en plus forte proportion, d'attaquer par conséquent une quantité plus grande de composés argentifères, tout en perdant moins de mercure que dans l'amalgamation faite par l'ancien procédé.

L'avantage résultant de la substitution de l'amalgame de cuivre au mercure peut être très-important, bien qu'on ne doive pas espérer des résultats aussi favorables que dans le cas des minerais chlorurés. L'affinité du cuivre pour le soufre est plus grande que celle des autres métaux; le cuivre doit pour ce motif être préféré au zinc, au plomb et à l'étain, quand les minerais proposés contiennent beaucoup de sulfures.

La proportion de cuivre la plus convenable, c'est-à-dire celle qui permet d'atteindre le plus fort rendement en maintenant la perte de mercure dans des limites acceptables, ne peut être déterminée que par une série d'expériences faites sur les minerais proposés; elle doit varier avec l'énergie du magistral employé, et avec la durée de l'opération.

Les considérations que je viens de présenter me semblent démontrer que l'emploi des amalgames métalliques

peut rendre de très-grands services dans le traitement des minerais d'argent; il présente quelques difficultés dans son application, mais il doit donner, pour la plupart des minerais, un rendement plus fort en argent, et une perte moindre en mercure. On peut prévoir qu'il sera successivement adopté dans toutes les usines bien dirigées.

**Exemple de traitement par amalgamation.**

**Usine du Fresnillo (Mexique).**

Les mines d'argent du Fresnillo sont exploitées depuis plus d'un siècle, peut-être même les affleurements des filons ont-ils été travaillés par les Indiens, à une époque antérieure à la conquête. La grande importance de ces mines date seulement de 1824, et depuis lors la production a été toujours en augmentant, grâce à une direction habile et énergique, grâce surtout à l'établissement de puissantes machines à vapeur qui ont permis de développer les travaux à une grande profondeur. Tout récemment encore la vapeur vient d'être appliquée à l'usine, dans laquelle on traite actuellement jusqu'à 50,000 tonnes de minerais dans une année. Je n'ai pas pu me procurer des renseignements numériques complets sur les résultats obtenus à la suite des modifications récentes apportées à l'amalgamation; je prendrai pour base de la description qui va suivre les chiffres relatifs à l'année 1841. A cette époque les opérations étaient conduites, au Fresnillo, à peu près de la même manière que dans un assez grand nombre d'autres usines; les considérations que je vais présenter pourront donner une idée assez générale de la méthode américaine d'amalgamation à froid <sup>1</sup>.

<sup>1</sup> Les détails que je vais donner sur le Fresnillo sont tirés en grande

**Minerais.** — Les filons exploités sont très-nombreux et très-rapprochés les uns des autres ; ils ont tous à peu près la même direction, nord-sud, et plongent en général vers l'ouest : ils traversent une petite montagne, appelée le Cerro de Proaño, qui s'élève à une centaine de mètres au-dessus des plaines environnantes. Les travaux d'exploitation donnent des minerais très-divers, qui ne sont pas constamment séparés dans le traitement, pour des raisons dont il m'est impossible de me rendre compte, car la division en deux classes, *colorados* et *negros*, peut toujours être faite sur le carreau de la mine : l'amalgamation donnerait certainement de meilleurs résultats si on s'astreignait à ne traiter dans chaque tourte que des minerais de même nature.

Les *colorados* sont ordinairement très-friables, ils contiennent l'argent principalement à l'état natif et à l'état de chlorure ; ils ne renferment que très-peu de bromure et de sulfure ; la gangue se compose de quartz et de peroxyde de fer hydraté, provenant de l'altération des pyrites. Les *negros* se trouvent à une plus grande profondeur que les *colorados* et dans les mêmes filons, ou bien dès la surface dans des veines différentes, plus compactes et par suite moins profondément altérées par les agents atmosphériques : ils renferment l'argent à l'état natif, à l'état de sulfure simple, de sulfo-arseniure ou de sulfo-antimoniure : ces espèces minérales sont irrégulièrement réparties dans une gangue de quartz, et mélangées avec différents sulfures métalliques, blende, galène, pyrite de fer, et pyrite arsenicale : le cuivre pyriteux et le cuivre gris sont assez rares dans les filons du Fresnillo.

Les minerais sortis de la mine subissent d'abord un cassage et un triage à la main ; ils sont ensuite envoyés

partie de l'excellent ouvrage de M. Saint-Cinir Duport sur la *Production des métaux précieux au Mexique*, publié à Paris en 1843.

à l'usine, établie à une petite distance des exploitations. La teneur moyenne des minerais traités par amalgamation est difficile à déterminer exactement, parce qu'ils ne sont pas régulièrement essayés ; on peut seulement la déduire avec une approximation douteuse, en comparant le rendement en argent à la richesse des résidus, qui sont essayés de temps en temps. On admet que la perte d'argent est d'environ le quart du métal retiré des minerais ; or, l'amalgamation donne de 1<sup>k</sup>,400 à 1<sup>k</sup>,600 d'argent par tonne de minerais traités ; d'après cela la teneur réelle serait d'environ 2 kilogrammes d'argent par tonne, ou de 200 grammes aux 100 kilogrammes : elle serait égale à celle des terres rouges siliiceuses de Huelgoet, traitées à l'usine de Poullaouen avec les matières plombeuses.

En 1841 on a traité à l'usine du Fresnillo 32,468 tonnes de minerais ; on a retiré 51,060 kilogrammes d'argent, ce qui répond à un rendement de 1<sup>k</sup>,571 d'argent par tonne, et porte la teneur approximative des minerais à 2<sup>k</sup>,10. Les frais d'extraction, d'épuisement, de cassage, de triage et de transport à l'usine, se sont élevés à 4,318,244 francs, soit à 133 francs par tonne de minerais envoyés au traitement métallurgique.

*Situation générale de l'usine.* — L'usine est construite à une très-petite distance des mines, et reçoit les eaux provenant de l'épuisement par la machine à vapeur.

La disposition du terrain ne permet pas d'utiliser ces eaux pour faire marcher des roues hydrauliques ; tous les appareils sont mis en mouvement par des mules. Toutes les matières employées dans le traitement doivent être transportées à dos de mulet, et quelques-unes ont de longues distances à parcourir.

Le bois, qui est brûlé dans les réverbères pour la pré-

paration du magistral, revient à 20 francs la tonne ; le charbon de bois coûte 100 francs.

Le sel impur, provenant des lagunes du Peñon-Blanco, ne contient que 20 pour 100 de chlorure de sodium pur ; il est mélangé de carbonate de chaux, d'argile et d'oxyde de fer ; il coûte à l'usine 50 francs la tonne : on paye donc environ 25 francs les 100 kilogrammes de sel pur. On emploie aussi une certaine quantité de sel un peu plus pur, provenant de Colima ; son prix de revient à l'usine est de 475 à 480 francs par tonne ; la différence de ces prix est une raison déterminante pour l'emploi du sel impur du Peñon-Blanco.

Les minerais de cuivre servant à la préparation du magistral proviennent des mines de Tepezala, situées à une distance assez grande de l'usine ; mais les transports ne sont pas extrêmement dispendieux, parce qu'ils peuvent être faits, au moins en partie, sur des chariots : les minerais coûtent 125 francs la tonne rendus à l'usine. Ce sont des cuivres pyriteux, à gangue de quartz, de carbonate de chaux et de pyrite de fer, rendant à l'essai de 12 à 15 pour 100 de cuivre.

En 1841 on a employé : 2,000 tonnes de minerais de cuivre ; et 9,225 tonnes de sel impur, contenant environ 1,845 tonnes de chlorure de sodium pur.

Le mercure provenant d'Espagne a toujours coûté très-cher au Mexique, et les prix ont subi de grandes variations ; il est probable que ce métal peut être obtenu maintenant à des prix plus bas et surtout plus réguliers, depuis que les minerais de la Californie (New-Almaden, Guadalupe) sont exploités et traités sur une grande échelle. En 1841 l'usine du Fresnillo a payé le mercure espagnol 12 fr. 95 c. le kilogramme.

Les prix payés pour la main-d'œuvre sont assez élevés ; les enfants gagnent ordinairement 1 franc par jour ; les



conducteurs de mules et les ouvriers ordinaires reçoivent en moyenne 3 francs. Les essayeurs chargés de la direction des opérations sont payés très-cher : de 5,000 à 6,000 francs par an.

Les mules, employées pour mettre les appareils en mouvement, ou pour marcher dans les tas d'amalgamation, coûtent à l'usine 1 franc par jour.

*Consistance de l'usine.* — L'usine est extrêmement vaste et sa construction a coûté plus de 1,600,000 francs ; elle comprend :

1° Le *pátio*, ou grande cour carrée, dallée avec grand soin, capable de contenir 64 tourtes de 15 mètres de diamètre ; au milieu se trouve la fontaine à laquelle les chefs amalgameurs viennent faire leurs essais journaliers ; aux angles sont de grands bassins servant au lavage des mules après le travail dans les tourtes. Sur les côtés sont disposés : 12 bocards pour la pulvérisation des minerais arrivant de la mine ; 514 moulins ou *arastras*, servant à la porphyrisation ; 8 grandes cuves pour le lavage des boues après l'amalgamation ; 2 appareils à cloches servant à la distillation du mercure, et 4 tables de compression de l'amalgame liquide ; les fours employés pour la fonte de l'argent en lingots ; les bureaux et les bâtiments de l'administration ; des logements pour les directeurs et les employés ;

2° Les magasins pour les matières diverses, et les écuries pour 1,500 mules ;

3° Des bâtiments, formant une usine distincte, spécialement affectés à la préparation du magistral.

Les eaux de la mine, reçues dans un étang très-vaste, sont amenées par des canaux voûtés à la fontaine qui occupe le centre du *pátio*, aux *arastras*, aux bassins, aux cuves de lavage, etc...

*Description du matériel.* — Je passerai très-rapidement

sur la description des principaux appareils employés, et je ne crois pas nécessaire de les représenter par des figures.

**Bocards.** — Les bocards comprennent chacun 9 pilons en trois batteries ; les pilons ont la flèche en bois et le sabot en fer de Biscaye ; le poids du sabot neuf est de 38 kilogrammes, la flèche pèse seulement 22 kilogrammes. Les pilons sont soulevés à peu près comme dans les bocards établis en Europe, à l'aide de cames fixées sur un arbre, auquel le mouvement est donné par un manège : 3 mules sont attelées en même temps au manège qui répond à un bocard de 9 pilons. Les soles sur lesquelles battent les sabots sont en bronze et un peu élevées au-dessus du terrain ; de chaque côté, et sur toute la largeur des batteries, sont disposés des cuirs, de forme rectangulaire, percés de trous de 0<sup>m</sup>,005 de diamètre, sur lesquels tombent les grains de minerais projetés par le choc des pilons. Ces cuirs servent de tamis, qui règlent la limite d'écrasement par les bocards.

**Moulins ou arastras.** — Chaque moulin se compose d'une auge fixe, et d'un axe vertical mobile, auquel sont fixées quatre grosses pierres plates qui produisent la porphyrisation ; l'auge est circulaire et n'a pas moins de 3 mètres de diamètre ; le fond est en pierres plates, bien polies, assemblées de manière à présenter une surface horizontale parfaitement unie. Le rebord extérieur de l'auge est formé par des planches, maintenues en dehors par de la terre fortement tassée.

Au centre s'élève une construction cylindrique, qui supporte l'axe vertical en bois. L'arbre porté quatre bras fixés à angle droit ; à chacun est attaché une pierre (en porphyre) de forme à peu près prismatique ; les dimensions horizontales sont 1 mètre et 0<sup>m</sup>,55 ; la hauteur est d'environ 0<sup>m</sup>,30 ; la face inférieure est seule dressée avec

soin ; elle est polie par un long frottement préalable sur le fond de l'auge ; le poids de chaque pierre est de 260 kilogrammes. Le mouvement est donné à l'arbre par un manège auquel on attelle deux mules à la fois.

*Réverbères pour le grillage des minerais de cuivre.* — Les fours employés à la préparation du magistral sont à une seule sole et de très-petites dimensions ; leur disposition est, du reste, celle des réverbères ordinaires, et ne présente aucune particularité. Les dimensions principales sont les suivantes : le foyer a 0<sup>m</sup>,50 sur 1<sup>m</sup>,60 ; la voûte est peu élevée au-dessus de la grille, et le cendrier n'a que 0<sup>m</sup>,70 de hauteur. Le bois est chargé par une porte latérale, dont la largeur est à peu près égale à celle du foyer. Le pont a 0<sup>m</sup>,40 dans le sens de la longueur du four. La sole a 2<sup>m</sup>,60 de longueur et 2 mètres de largeur ; elle est recouverte par une voûte élevée de 0<sup>m</sup>,50 au-dessus de l'aire plane en briques qui forme la sole, et de 0<sup>m</sup>,35 au-dessus du pont. Les gaz se rendent par un rampant dans une cheminée, dont la hauteur est de 8 mètres, et dont la section intérieure est un carré de 0<sup>m</sup>,60 de côté.

Le chargement des minerais et le travail sont faits par une seule porte latérale.

*Cuves de lavage.* — Les appareils servant au lavage des minerais après l'amalgamation présentent une disposition assez simple ; chacun d'eux se compose de deux cuves, une grande et une petite, placées à des niveaux différents ; la plus grande, en maçonnerie, a 2<sup>m</sup>,75 de diamètre et 2<sup>m</sup>,33 de hauteur ; au centre s'élève un arbre vertical armé de bras coudés, auquel on donne un mouvement de rotation à l'aide d'un manège. Vers le milieu de sa hauteur, la cuve est percée d'une ouverture par laquelle on peut faire couler l'eau et les matières légères ; une seconde ouverture, à un niveau plus bas,

permet de faire sortir les matières plus lourdes mises en suspension ; elles sont reçues dans la seconde cuve en bois, beaucoup plus petite, destinée à retenir encore une partie des grains les plus fins du mercure et de l'amalgame, entraînés par l'eau. Deux appareils de lavage sont juxta-posés, et les deux arbres reçoivent le mouvement du même manège attelé de quatre mules.

*Cloches de distillation.* — La distillation de l'amalgame comprimé est faite sous une cloche en métal, tôle ou bronze, ayant 0<sup>m</sup>,52 de diamètre et 1 mètre de hauteur ; ses bords inférieurs plongent dans une rainure annulaire, encastrée dans la maçonnerie d'une voûte en pierres compactes ; au-dessous est le réservoir d'eau, dans lequel les vapeurs de mercure doivent se condenser. La voûte est percée d'une ouverture de forme conique, formant la communication entre la cloche et le réservoir ; son diamètre supérieur est de 0<sup>m</sup>,25, son diamètre inférieur est de 0<sup>m</sup>,15.

Les disques d'amalgame sont rangés les uns au-dessus des autres sur une grille, dont les barreaux sont en fer forgé, et qui recouvre l'orifice du réservoir inférieur.

*Fours de coupelle.* — Pour fondre l'argent brut en lingots on emploie des petits fours de coupelle, analogues à celui qui sert au raffinage dans l'usine de Poul-laouen ; la seule différence importante à signaler est que ces fours n'ont qu'une seule sole.

Description  
du travail.

Je n'ai rien à ajouter à ce que j'ai dit précédemment sur l'exposé de la méthode, je vais décrire brièvement les opérations successives.

**PREMIÈRE OPÉRATION. — BOCARDAGE.** — Les minerais amenés à l'usine sont d'abord triés et séparés en deux classes : en menus assez fins pour être portés directement à la porphyrisation, et en morceaux qui ont be-

soin d'être bocardés ; on peut évaluer à 18,000 tonnes le poids des minerais en morceaux ; le reste, c'est-à-dire 14,468 tonnes, n'est pas soumis au bocardage.

Les morceaux sont placés sous les pilons, et les éclats sont projetés dans les tamis en cuir, disposés des deux côtés de chaque batterie ; pour un bocard de 9 pilons, 6 enfants sont constamment occupés à ramener sous les pilons les fragments qui ne peuvent pas passer à travers les trous, de 0<sup>m</sup>,005 de diamètre, dont les cuirs sont percés. Trois enfants apportent les minerais en morceaux ; trois autres enfants enlèvent les menus qui tombent sous les cuirs et les portent aux *arastras*. La journée de travail étant de 12 heures, il faut 24 enfants pour 9 pilons en activité pendant 24 heures ; les douze bocards occupent 288 enfants. Le mouvement est donné par un manège auquel 3 mules sont attelées à la fois ; elles sont constamment au trot, et ne peuvent travailler que pendant 4 heures, en sorte que pour 9 pilons et pour 24 heures, il ne faut pas moins de 18 mules et de 2 conducteurs ; les 12 bocards emploient 216 mules et 24 muletiers.

En 24 heures, les 12 bocards peuvent produire 60 tonnes de minerais pulvérisés, c'est-à-dire réduits en sables qui traversent des trous de 0<sup>m</sup>,005 de diamètre ; les 18,000 tonnes de minerais en morceaux sont bocardées en 300 jours de travail.

Les dépenses principales de l'opération sont les suivantes :

|                                                   |                                                 |             |
|---------------------------------------------------|-------------------------------------------------|-------------|
| Main-d'œuvre                                      | { conducteurs de mules. 7,200 jours à 3 francs. | 21,600 fr.  |
|                                                   | { enfants..... 86,400 — à 1 —                   | 86,400      |
| Mules.....                                        | 216 pour 300 jours à 1 franc.....               | 64,800      |
| Usure du matériel, réparations, frais divers..... |                                                 | 13,600      |
| Frais spéciaux du bocardage.....                  |                                                 | 186,400 fr. |

Soit par tonne de minerais bocardés, 10 fr. 355.

Les frais du bocardage rapportés à la tonne de minerais amenés à l'usine sont :

|                           |              |           |
|---------------------------|--------------|-----------|
| Conducteurs de mules..... | 01,221.....  | 0 fr. 663 |
| Enfants.....              | 2,660.....   | 2 060     |
| Mules.....                | 2 jours..... | 2 000     |
| Frais divers.....         |              | 0 418     |

Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais. 5 fr. 741

Ces frais de bocardage sont extrêmement élevés, mais il importe de remarquer que la plus grande partie des dépenses résulte de l'absence de tout moteur économique ; il n'y a aucune comparaison à faire entre les dépenses, imposées aux usines américaines par les conditions locales, et celles qui seraient nécessaires dans les usines d'Europe, dans lesquelles la force motrice serait obtenue d'une chute d'eau ou de la vapeur.

SECONDE OPÉRATION. — PORPHYRISATION. — Les menus séparés des morceaux, et les minerais bocardés, sont réduits en poudre presque impalpable dans les appareils dont j'ai précédemment indiqué la disposition, et qui portent le nom d'*arastras*. Dans chaque appareil on charge 0<sup>m</sup>,460 de minerais ; on ajoute progressivement de l'eau en quantité suffisante pour former à la fin de la porphyrisation une boue bien liquide ; quand les matières sont réduites en grains suffisamment fins, on arrête le mouvement de l'arbre vertical, on retire les boues à la pelle et on les porte dans les bassins ou sur les aires de dépôt, où elles attendent l'amalgamation.

Le temps nécessaire à la porphyrisation est nécessairement très-variable avec la dureté des gangues ; il faut en moyenne 24 heures pour porphyriser 460 kilogrammes dans un *arastra*.

Le mouvement est donné par 2 mules attelées à un manège et marchant au pas ; elles peuvent travailler

pendant 8 heures consécutives, se reposent pendant le même temps et reprennent leur travail ; par conséquent, il suffit de deux relais par 24 heures et pour chaque manège.

Les 32,468 tonnes sont porphyrisées en 280 jours de travail dans 260 *arastras*, qui emploient 1,040 mules et 112 conducteurs, ouvriers ou surveillants.

Les dépenses principales de la porphyrisation sont les suivantes :

|                                                     |                                              |             |
|-----------------------------------------------------|----------------------------------------------|-------------|
| Main-d'œuvre. Ouvriers et surveillants.             | 31,360 jours à 3 francs.                     | 94,080 fr.  |
| Mules.....                                          | 1,040 mules pendant 280 jours à 1 franc..... | 291,200     |
| Usure des appareils, réparations, frais divers..... |                                              | 12,500      |
| Frais spéciaux de la porphyrisation.....            |                                              | 397,780 fr. |

Soit par tonne de minerais mis en traitement :

|                                                 |            |            |
|-------------------------------------------------|------------|------------|
| Main-d'œuvre.....                               | 0,966..... | 2 fr. 898  |
| Mules.....                                      | 8,97.....  | 8 970      |
| Frais divers.....                               | 0          | 383        |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais. |            | 12 fr. 251 |

*Préparation du magistral.* — Avant de décrire l'amalgamation, je vais indiquer la préparation du principal réactif employé, le *magistral*. On l'obtient en grillant dans les fours à réverbère des pyrites de cuivre, préalablement bocardées. Le traitement des 32,468 tonnes de minerais d'argent emploie le magistral produit par le grillage de 2,000 tonnes de pyrites de cuivre, qui coûtent 250 francs la tonne, rendues à l'usine. La pulvérisation de ces 2,000 tonnes exige 30 jours d'activité des 12 bocards, et entraîne les dépenses suivantes :

|                                                   |                                  |                       |            |
|---------------------------------------------------|----------------------------------|-----------------------|------------|
| Main-d'œuvre                                      | conducteurs de mules.            | 720 jours à 3 francs. | 2,160 fr.  |
|                                                   | enfants.....                     | 8,640 — à 1 —         | 8,640      |
| Mules.....                                        | 216 pour 30 jours à 1 franc..... |                       | 6,480      |
| Usure du matériel, réparations, frais divers..... |                                  |                       | 1,360      |
| Frais spéciaux du bocardage.....                  |                                  |                       | 18,640 fr. |

Les 8 fours à réverbère que possède l'usine sont presque toujours en feu en même temps; le transport du bois, les soins aux foyers, le travail sur les soles, occupent seulement 8 ouvriers, divisés en deux brigades, travaillant l'une pendant le jour, l'autre pendant la nuit. Dans chaque four, on charge seulement 500 kilogrammes de minerais pulvérisés, on les étend sur la sole; l'oxydation se fait lentement à très-basse température, et sans qu'il y ait agglomération. Le feu est conduit de telle manière que le four ne soit au rouge que dix heures environ après le chargement; l'ouvrier ne travaille avec son rable que toutes les deux heures, et chaque fois pendant quelques minutes. L'épaisseur des minerais sur la sole ne dépasse pas 0<sup>m</sup>,05, l'oxydation pénètre facilement dans toute la masse, et par suite un travail plus actif des ouvriers serait inutile. Au moment où la charge est retirée du four, la température est à peine supérieure au rouge sombre: le défournement, et l'introduction d'une nouvelle charge, produisent un refroidissement bien suffisant pour qu'aucune agglomération ne soit à craindre au commencement du grillage. On ne brûle pas en vingt-quatre heures plus de 2 mètres cubes de bois dans chaque four.

Dans ces conditions, les pyrites s'oxydent à peu près complètement, il se produit beaucoup de sulfates de cuivre et de fer; le produit du grillage, le magistral, contient plus de 20 pour 100 de sulfates métalliques solubles dans l'eau, mélangés avec du sulfate de chaux, du peroxyde de fer et du quartz; la dissolution dans l'eau présente une réaction notablement acide.

Le grillage de 2,000 tonnes de minerais de cuivre exige 250 jours d'activité pour les 8 fours, il entraîne les dépenses suivantes :



|                                        |                          |                |
|----------------------------------------|--------------------------|----------------|
| Main-d'œuvre....                       | 2,000 jours à 3 francs.. | 6,000 francs.  |
| Bois.....                              | 1,000 tonnes à 20 — ..   | 20,000         |
| Outils, réparations, frais divers..... |                          | 6,000          |
| Frais spéciaux du grillage.....        |                          | 32,000 francs. |

Le magistral est transporté, aussitôt après la sortie des fours de grillage, dans des magasins bien fermés, où il est conservé jusqu'au moment d'être employé ; on admet qu'il est d'autant meilleur qu'il produit plus de chaleur au contact de l'eau, et on soumet à un second grillage celui qui a été exposé à l'humidité, et qui a perdu par là sa propriété de s'échauffer en présence de l'eau. Il est cependant bien évident que pour les réactions chimiques de l'amalgamation, l'hydratation des sulfates ne peut pas être un inconvénient ; la convenance d'un second grillage ne doit pas être considérée comme parfaitement démontrée, au moins quand le premier a été fait avec les soins nécessaires.

Les frais relatifs à la préparation du magistral sont les suivants :

|                                                                    |                                          |
|--------------------------------------------------------------------|------------------------------------------|
| Achat et transport de 2,000 tonnes de minerais de cuivre à 250 fr. | 500,000 fr.                              |
| Main-d'œuvre.....                                                  | 11,360 jours à 1 et 3 francs..... 16,800 |
| Mules.....                                                         | 6,480 — à 1 franc..... 6,480             |
| Bois.....                                                          | 1,000 tonnes..... 20,000                 |
| Usure du matériel, outils, réparations, frais divers.....          | 7,360                                    |
| Dépenses faites pour le magistral.....                             | 550,640 fr.                              |

Les frais de préparation du magistral, rapportés à la tonne de minerais d'argent, sont :

|                                                 |                  |
|-------------------------------------------------|------------------|
| Achat et transport des minerais de cuivre ..... | 15 fr. 395       |
| Main-d'œuvre.....                               | 0,349..... 0 517 |
| Mules.....                                      | 0,199..... 0 199 |
| Bois.....                                       | 0,061..... 0 620 |
| Frais divers.....                               | 0 229            |

Frais spéciaux rapportés à la tonne de minerais... 16 fr. 960

TROISIÈME OPÉRATION. — AMALGAMATION. — Les minerais d'argent de nature diverse ne sont presque jamais séparés pour le traitement ; rarement on passe dans une tourte les *negros* ou les *colorados* tout seuls ; pour ce motif, je décrirai l'amalgamation pour le mélange des deux espèces de minerais, en admettant la richesse moyenne de 2 kilogrammes d'argent par tonne.

Les boues sortant des *arastras* sont trop liquides pour être mises de suite en opération ; il faut laisser l'eau s'évaporer en partie dans de grands bassins, ou plus simplement sur des aires spéciales aux angles du *patio*. Quand les matières ont pris une consistance telle que les mules puissent marcher sans trop de difficulté, et faire pénétrer aisément leurs sabots jusqu'au fond des tourtes (qui doivent avoir environ 0<sup>m</sup>,25 de hauteur), on procède à l'amalgamation. Les minerais sont transportés sur les emplacements libres du *patio*, et sont étendus par couches sur les dalles. Les tourtes sont de forme circulaire ; elles ont ordinairement 15 mètres de diamètre pour 55 tonnes de minerais, quantité sur laquelle on opère généralement. On répand uniformément à la surface supérieure de 15 à 17 tonnes de sel impur (de Pènon-Blanco) qui contiennent environ 3',025 de sel pur, soit 5 1/2 de chlorure de sodium pour 100 de minerais, ou 27 de chlorure de sodium pour 1 d'argent contenu dans les minerais. Quand on emploie le sel de Colima, qui est beaucoup plus pur, on en met sur la tourte un poids moins fort ; on cherche à mettre en présence environ 25 de chlorure de sodium pur et 1 d'argent. Cette proportion est assez variable avec différentes circonstances, dont les plus importantes sont la température, la richesse et la nature des minerais ; il faut employer plus de sel pendant la saison froide que pendant l'été ; les minerais riches, et surtout ceux qui contiennent peu d'argent natif,

exigent plus de sel que les minerais pauvres, et que les minerais dans lesquels la majeure partie de l'argent, étant à l'état natif, s'amalgame sans l'intervention du sel et du magistral.

Le sel plus ou moins pur, répandu sur la tourte, absorbe rapidement l'eau; au bout de quelques heures il est en grande partie dissous, ou prêt à se dissoudre; on le fait pénétrer uniformément dans toute la masse des matières par un premier *repaso* de six heures; c'est-à-dire que pendant ce temps on fait courir, au trot, sur la tourte six mules, à peu près alignées suivant un rayon du cercle; un conducteur suffit pour les diriger. On laisse ensuite pendant quelques heures la tourte en repos, avant d'introduire le magistral. On répand les pyrites de cuivre grillées, aussi uniformément que possible, à la surface du tas, en employant de 3 à 4 tonnes de cette matière, suivant la saison et la nature des minerais d'argent; il faut plus de magistral en hiver qu'en été; il en faut bien moins pour les *colorados* à peu près purs que pour les minerais contenant beaucoup de *negros*. On fait encore pénétrer le réactif dans la masse par un *repaso* de six heures, et on attend le commencement du troisième jour pour l'incorporation du mercure.

Le mercure est disséminé à la surface en globules très-fins, comme je l'ai précédemment indiqué, et réparti ensuite dans toute la tourte par un *repaso* prolongé. La proportion employée habituellement est celle de 4 parties de mercure pour 1 partie d'argent contenu dans les minerais, ou de 440 kilogrammes de mercure pour des minerais à la teneur moyenne de 200 grammes aux 100 kilogrammes.

Les réactions commencent immédiatement après l'introduction du mercure, le chef de l'amalgamation suit les progrès de l'opération par des essais journaliers, il

active les réactions par des *repasos* plus ou moins prolongés, ou corrige les défauts par addition de chaux ou de magistral; quand le mercure employé a été complètement utilisé pour la précipitation de l'argent et pour la formation d'un amalgame solide, on incorpore, en une ou en deux fois, 220 kilogrammes de mercure. Enfin quand le chef amalgameur suppose que le mercure s'est emparé de tout l'argent qui peut être retiré économiquement des minerais, il fait répandre en gouttelettes sur la tourte environ 400 kilogrammes de mercure, et le fait incorporer par un *repaso* très-prolongé. Les matières sont immédiatement enlevées et transportées aux cuves de lavage.

La durée de l'amalgamation, et le nombre de *repasos* qui sont nécessaires, varient beaucoup avec la saison de l'année et avec la nature des minerais : dans l'hiver l'amalgamation dure de 40 à 45 jours; pendant l'été elle est terminée en 25 ou en 30 jours au plus. Les *repasos* sont bien plus fréquents pendant l'hiver. L'addition de chaux ou de magistral, pour ralentir ou pour activer les réactions, est bien rarement nécessaire quand les chefs amalgameurs sont habiles et attentifs, à moins de variations trop grandes dans la nature et dans la richesse des minerais, ou dans la température.

La durée moyenne d'une opération est de 35 jours; on peut compter environ 25 *repasos*, soit pour l'introduction du sel, du magistral et du mercure, soit pour les progrès de l'amalgamation.

*Considérations économiques.* — Le traitement des 52,468 tonnes de minerais est fait en 590 tourtes, pour lesquelles on emploie : 8,850 tonnes de sel impur, 2,000 tonnes de magistral, et 625 tonnes de mercure; l'approvisionnement de ce dernier réactif n'est pas aussi considérable que l'indique le chiffre que je viens

de citer, parce que la compression et la distillation de l'amalgame, retiré des boues par lavage, rendent constamment disponible la plus grande partie du mercure employé. Avec une provision de 160 tonnes on n'est pas exposé à des interruptions. La dépense de mercure, qu'il faut porter au compte des frais spéciaux de l'amalgamation, est la valeur du métal perdu réellement; son poids s'élève à 76<sup>l</sup>,50 pour le travail de l'année entière, soit à 2<sup>k</sup>,356 de mercure pour chaque tonne de minerais traités.

La confection des tourtes, les transports divers, la direction des mules, la prise des essais, occupent 150 ouvriers et 24 muletiers, pour chacun desquels on peut compter environ 300 jours d'activité dans l'année. Il faut 4 essayeurs pour diriger les opérations et pour faire les essais. Les *repasos* multipliés exigent 120 mules.

Les dépenses principales de l'amalgamation des 32,468 tonnes de minerais sont les suivantes :

|                                       |                                               |               |
|---------------------------------------|-----------------------------------------------|---------------|
| Main-d'œuvre                          | ouvriers et conducteurs. 52,200 jours à 3 fr. | 156,600 fr.   |
|                                       | 4 essayeurs à 5,500 francs par an.....        | 22,000        |
| Mules.....                            | 120 pendant 300 jours, à 1 franc par jour.... | 36,000        |
| Sel impur.....                        | 8,850 <sup>k</sup> ,00 à 50 francs.....       | 442,500       |
| Magistral.....                        | 2,000 ,00.....                                | 550,640       |
| Mercure perdu.....                    | 76 ,50 à 12 fr. 95 c. le kilogr.              | 990,675       |
| Frais divers.....                     |                                               | 20,000        |
| Frais spéciaux de l'amalgamation..... |                                               | 3,218,415 fr. |

Soit par tonne de minerais :

|                    |                          |           |
|--------------------|--------------------------|-----------|
| Main-d'œuvre.....  | 11,607.....              | 4 fr. 821 |
| Essayeurs.....     | 0.....                   | 677       |
| Mules.....         | 11,109.....              | 1 109     |
| Sel impur.....     | 0,272.....               | 13 600    |
| Magistral.....     | 0,061.....               | 16 960    |
| Mercure perdu..... | 2 <sup>k</sup> ,356..... | 30 510    |
| Frais divers.....  | 0.....                   | 649       |

Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais. 68 fr. 326

QUATRIÈME OPÉRATION. — LAVAGE DES BOUES. — Les minerais amalgamés sont transportés à bras d'hommes, et sur des brancards, auprès des grandes cuves de lavage ; dans chacune des deux cuves juxtaposées, remplies d'eau jusqu'à la moitié de la hauteur, on charge 2,300 kilogrammes de matières boueuses, et on met les mules au pas pendant une heure. Après quelques secondes de repos on fait couler le liquide par l'orifice le plus élevé ; il entraîne les parties les plus fines et les plus légères, qui ne renferment pas une quantité notable d'amalgame. On remet ensuite les mules en mouvement pendant dix minutes, en les faisant marcher plus rapidement, afin de mettre les grains plus gros et plus lourds en suspension dans l'eau, et on fait couler le liquide par un orifice percé au quart de la hauteur de la cuve ; comme le liquide entraîne toujours une certaine quantité d'amalgame et de mercure, on reçoit les matières dans la cuve en bois, placée à un niveau inférieur. Dans la grande cuve on remet de l'eau et on recommence l'agitation en faisant marcher les mules. On continue les décantations jusqu'à ce que le mercure liquide, tenant l'amalgame en dissolution, reste à peu près seul au fond de la grande cuve ; il se rassemble assez aisément parce que le mercure est à l'argent dans un rapport plus grand que 10 : 1. On retire alors le liquide métallique et on achève de le débarrasser des gangues des minerais. Dans la petite cuve, les grains et les globules d'amalgame et de mercure restent disséminés dans une masse relativement considérable de sables fins, composés principalement des parties les plus lourdes des minerais, telles que les pyrites ; par un débouillage à la pelle on fait sortir de la cuve la plupart des matières non métalliques, le lavage est ensuite achevé sur des sébiles en bois.

Il faut environ deux heures pour terminer le lavage d'une charge de 2<sup>h</sup>30; dans une journée et dans deux appareils juxtaposés on lave ordinairement les boues provenant d'une tourte; pour l'année entière le lavage des boues exige 148 jours d'activité pour les 8 appareils. Il occupe 2 surveillants, 41 ouvriers, 16 mules et 4 conducteurs.

Le poids d'amalgame liquide, retiré d'une tourte contenant 55 tonnes de minerais, dépend de la nature et de la richesse des minerais traités, et des soins apportés aux opérations. Les minerais traités au Fresnillo sont presque toujours des mélanges de *colorados* et de *negros*, on est obligé d'employer un peu moins de magistral qu'en exigerait le traitement des *negros*, s'ils étaient seuls<sup>1</sup>; on interrompt l'opération avant que les composés sulfurés aient cédé la totalité de leur argent au mercure.

Dans ces conditions, la chloruration est la cause principale de perte de mercure, de même que la décomposition incomplète des sulfures, simples et multiples, de l'argent est à peu près l'unique raison de la perte d'argent. Les chefs amalgameurs sont assez habiles, et les opérations sont en général bien conduites; il ne reste pas notablement d'amalgame entre les dalles du *patio*; pendant le lavage le mercure en excès se réunit à peu

<sup>1</sup> Dans l'amalgamation des *colorados* et des *negros* mélangés les phénomènes sont un peu différents de ceux que présente le traitement des *colorados* seuls : les tourtes ont plus de tendance à s'échauffer pendant l'hiver que pendant l'été, ce qui force à employer le magistral avec beaucoup de ménagement pendant la saison froide. Ce fait peut s'expliquer aisément : quand la température s'abaisse jusque vers 0 degré, l'action des sels du magistral sur les composés sulfurés diminue beaucoup d'activité, et devient même à peu près nulle; si donc pendant l'hiver on emploie la même quantité de magistral que pendant l'été, le réactif se trouve en excès relativement aux *colorados*, sur lesquels son action se porte presque exclusivement. En hiver, il faut régler la proportion de magistral principalement d'après les *colorados* contenus dans les minerais.

près complètement dans les grandes cuves, et on retrouve dans les petites la plus grande partie des grains d'amalgame et des globules de mercure entraînés. La perte mécanique en mercure et en argent est très-faible.

Dans les conditions ordinaires, ou plutôt comme résultat moyen du travail de l'année 1841, pour 55 tonnes de minerais à la richesse moyenne de 210 grammes d'argent aux 100 kilogrammes, on obtient 1,016<sup>k</sup>,57 d'amalgame liquide, contenant 86<sup>k</sup>,35 d'argent, et 950<sup>k</sup>,22 de mercure: on perd 29<sup>k</sup>,15 d'argent et 129<sup>k</sup>,78 de mercure.

*Considérations économiques.* — La production de l'année entière est de 599<sup>k</sup>,776 d'amalgame liquide, contenant 51,060 kilogrammes d'argent et 548<sup>k</sup>,716 de mercure; les pertes sont de 17,125 kilogrammes d'argent et de 76<sup>k</sup>,50 de mercure; soit par tonne de minerais: argent perdu, 0<sup>k</sup>,55; mercure perdu, 2<sup>k</sup>,356.

Les dépenses principales du lavage des boues sont les suivantes :

|                                         |                                                |                |
|-----------------------------------------|------------------------------------------------|----------------|
| Main-d'œuvre                            | { ouvriers et conducteurs. 6,660 jours à 3 fr. | 19,980 francs. |
|                                         | { surveillants..... 296 à 5                    | 1,480          |
| Mules.....                              | 16 pendant 148 jours à 1 franc.....            | 2,368          |
| Frais divers.....                       |                                                | 2,000          |
| Frais spéciaux du lavage des boues..... |                                                | 25,828 francs. |

Soit par tonne de minerais traités :

|                                                  |            |           |
|--------------------------------------------------|------------|-----------|
| Main-d'œuvre.....                                | 0,205..... | 0 fr. 615 |
| Surveillance.....                                | 0,009..... | 0 005     |
| Mules.....                                       | 0,073..... | 0 073     |
| Frais divers.....                                |            | 0 102     |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais.. |            | 0 fr. 795 |

CINQUIÈME OPÉRATION. — COMPRESSION. — DISTILLATION. — L'amalgame liquide est placé dans de grands sacs de cuir, dont le fond est formé par une toile de chanvre à fils très-serrés; la charge d'un sac est un peu variable avec l'activité du travail, c'est-à-dire avec le nombre de



tourtes dont l'amalgamation est terminée en même temps. On a intérêt à mettre dans chaque sac le plus possible de l'amalgame, parce que le poids de la matière métallique détermine presque seul la filtration d'une partie du mercure à travers les pores de la toile; on n'exerce sur la base supérieure qu'une compression très-faible. On opère généralement sur 1,000 à 1,400 kilogrammes d'amalgame liquide. L'amalgame solide, retiré des sacs, contient en moyenne 5 parties de mercure pour 1 partie d'argent; mais cette proportion n'est pas uniforme, elle est bien plus faible au fond des sacs que dans les parties supérieures; ces dernières ont à peine assez de consistance pour qu'on puisse les couper et les mouler.

Les pains allongés sont portés sur une table en bois recouverte de cuir, et sont coupés au couteau en tranches également épaisses; celles-ci sont ensuite comprimées dans des petits moules en bois qui leur donnent la forme de fractions de disques; chaque morceau pèse environ 9<sup>fr</sup>,20.

On obtient dans l'année 306<sup>t</sup>,360 d'amalgame, contenant 51,060 kilogrammes d'argent, et 255,300 kilogrammes de mercure; on peut admettre que l'opération ne donne lieu à aucune perte appréciable.

Pour la distillation on opère sur 920 kilogrammes à la fois; les cent morceaux, dont se compose la charge, sont empilés les uns au-dessus des autres, sur la grille en fer qui ferme le canal de communication avec le condenseur; ils forment une colonne à peu près cylindrique, au-dessus de laquelle on abaisse la cloche métallique. On lute avec soin les bords de la rainure inférieure, et on construit en pierres sèches les murs du four; la hauteur des murs est de 1<sup>m</sup>,10; l'espace annulaire compris entre la cloche et les parois intérieures est seulement de

0<sup>m</sup>,15; de nombreux orifices sont ménagés entre les pierres; ils servent à l'introduction de l'air nécessaire à l'activité de la combustion. La cloche est chauffée au charbon de bois et sur toute sa hauteur, pendant vingt-quatre heures consécutives; en raison de la masse de la cloche elle-même, et des matières métalliques qu'elle recouvre, la température ne s'élève qu'avec lenteur: le mercure de l'amalgame distille progressivement, et vient se condenser en totalité dans le réservoir d'eau placé au-dessous. Les morceaux d'amalgame en laissant dégager le mercure conservent à peu près leur forme, il n'y a aucune perte d'argent pendant la calcination. En vingt-quatre heures de feu la distillation du mercure est bien complète, l'argent brut n'en retient qu'un poids inappréciable.

La consommation de charbon est de 0<sup>t</sup>,500 par opération.

*Considérations économiques.* — Dans l'année entière on fait 353 distillations, qui produisent 51,063 kilogrammes d'argent brut; on recueille dans les réservoirs les 255<sup>l</sup>,300 de mercure que contenait l'amalgame.

La compression et la distillation occupent, pendant presque toute l'année, 1 surveillant et 3 ouvriers; elles entraînent les dépenses suivantes :

|                                          |               |             |                |
|------------------------------------------|---------------|-------------|----------------|
| Main-d'œuvre..                           | 1,000 jours à | 4 francs... | 4,000 francs.  |
| Surveillant.....                         | 330           | à 5         | ... 1,650      |
| Charbon.....                             | 167           | à 100       | ... 16,700     |
| Entretien du matériel, frais divers..... |               |             | 3,000          |
| Frais spéciaux.....                      |               |             | 25,350 francs. |

Soit par tonne de minerais :

|                                                  |                           |           |
|--------------------------------------------------|---------------------------|-----------|
| Main-d'œuvre et surveillance...                  | 0 <sup>t</sup> ,046.....  | 0 fr. 174 |
| Charbon.....                                     | 0 <sup>t</sup> ,0051..... | 0 510     |
| Frais divers.....                                |                           | 0 097     |
| Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais.. |                           | 0 fr. 781 |

**SIXIÈME OPÉRATION. — FUSION EN LINGOTS.** — L'argent brut est fondu très-rapidement dans un four à réverbère, dont la sole mobile est une coupelle en cendres d'os, ou en cendres de bois.

La charge du four est de 59<sup>1</sup>/<sub>2</sub>,80; la fusion est complète au bout de trois quarts d'heure, on fait couler le métal dans deux lingotières en fonte. La même coupelle peut servir successivement à plusieurs opérations; on la remplace quand il n'est plus possible de réparer le canal de coulée, ce qui arrive généralement après dix ou douze heures. Pour fondre en lingots 51,063 kilogrammes d'argent brut il ne faut pas plus de 76 jours d'activité, le four restant en feu chaque fois pendant douze heures seulement. La consommation de bois est faible, parce que l'argent est presque toujours chargé dans le four déjà très-chaud; on brûle environ 0<sup>1</sup>/<sub>2</sub>,300 de bois par jour, et pour fondre 720 kilogrammes d'argent; la consommation serait plus faible si le four restait constamment en feu; une fois le four bien échauffé, on ne brûle pas plus de 0<sup>1</sup>/<sub>2</sub>,012 de bois pour une opération. La perte de poids de l'argent pendant la fusion est insignifiante; c'est une preuve certaine que, sous les cloches, la distillation du mercure est bien complète.

*Considérations économiques.* — Dans l'année entière on obtient 51,060 kilogrammes d'argent en lingots. Les opérations sont conduites par un surveillant, assisté d'un seul ouvrier.

Les dépenses spéciales de la fusion en lingots sont les suivantes :

|                                  |                                   |               |
|----------------------------------|-----------------------------------|---------------|
| Main-d'œuvre...                  | 152 jours à 4 francs et 5 francs. | 684 francs.   |
| Bois.....                        | 23 tonnes à 15 francs.....        | 345           |
| Coupelles, frais divers.....     |                                   | 2,000         |
| Frais spéciaux de la fusion..... |                                   | 3,029 francs. |

Soit par tonne de minerais :

|                                |             |           |
|--------------------------------|-------------|-----------|
| Main-d'œuvre.....              | 0,005.....  | 0 fr. 022 |
| Bois.....                      | 0,0007..... | 0 011     |
| Coupelles et frais divers..... | 0           | 060       |

---

Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais. 0 fr. 093

**Résumé.**— Le traitement de 32,468 tonnes de minerais d'argent, à la teneur moyenne de 210 grammes aux 100 kilogrammes, donne 51,060 kilogrammes d'argent fondu en lingots, soit 1<sup>k</sup>,57 par tonne de minerais. La valeur produite est de 11,333,200 francs. La perte est de 17,123 kilogrammes d'argent, dont la valeur s'élève à 3,767,000 francs. L'argent perdu se trouve dans les boues, entraînées par l'eau pendant le lavage qui suit l'amalgamation. On a tenté à diverses reprises de diminuer la perte de métal précieux en soumettant les boues à une véritable préparation mécanique, après la séparation de l'amalgame liquide; mais on n'a pas encore obtenu de résultats favorables; on est parvenu à concentrer la majeure partie de l'argent dans des schlichs contenant de 145 à 150 grammes d'argent aux 100 kilogrammes; ces schlichs n'étaient pas assez riches pour être fondus avec des matières plombeuses; ils ne pouvaient pas être traités utilement par amalgamation, l'argent contenu étant presque en totalité engagé dans des combinaisons complexes, qui résistent à l'action du magistral, du sel et du mercure. Pour arriver à des schlichs suffisamment riches pour la fonte, il faudrait se résigner à perdre plus des quatre cinquièmes de l'argent dans les lavages; la valeur du métal obtenu couvrirait à peine les frais de la préparation mécanique, et les dépenses du traitement métallurgique.

Pour traiter par amalgamation une quantité aussi considérable de minerais, l'usine du Fresnillo emploie :

2,000 tonnes de pyrites de cuivre, 8,850 tonnes de sel impur, et 160 tonnes de mercure. Elle occupe pour les opérations diverses : 288 enfants, 349 ouvriers ou muletiers, 16 surveillants, 4 essayeurs et 1,392 mules en état de servir.

Les dépenses spéciales sont les suivantes :

|                               |                   |                 |
|-------------------------------|-------------------|-----------------|
| Main-d'œuvre et surveillance. | 196,958 jours.... | 403,274 francs. |
| Essayeurs.....                |                   | 22,000          |
| Mules.....                    | 400,848 jours.... | 400,848         |
| Bois.....                     | 1,025 tonnes....  | 20,345          |
| Charbon de bois.....          | 167 — ....        | 16,700          |
| Minerais de cuivre.....       | 2,000 — ....      | 500,000         |
| Mercure perdu.....            | 761,500.....      | 990,675         |
| Sel impur.....                | 8,850 tonnes....  | 442,500         |
| Frais divers.....             |                   | 60,460          |

Frais spéciaux du traitement..... 2,836,802 francs.

A ces nombres il faut ajouter :

|                                                       |                   |
|-------------------------------------------------------|-------------------|
| Dépenses à la mine, transport des minerais à l'usine. | 4,318,244 francs. |
| Frais généraux.....                                   | 1,099,780         |

Ce qui donne pour la dépense totale..... 8,274,826 francs.

Les bénéfices réalisés en 1841 ont dépassé 3 millions, mais ils ont encore été inférieurs à la valeur de l'argent perdu dans le traitement.

Pour une tonne de minerais traités on obtient 1<sup>k</sup>,57 d'argent, dont la valeur est de 345 fr. 40 c. ; on perd 0<sup>k</sup>,53 d'argent, dont la valeur est de 116 fr. 60 c. ; les dépenses sont les suivantes :

|                               |                           |            |
|-------------------------------|---------------------------|------------|
| Main-d'œuvre et surveillance. | 61,068.....               | 12 fr. 385 |
| Essayeurs.....                |                           | 0 677      |
| Mules.....                    | 121,551.....              | 12 351     |
| Bois.....                     | 0 <sup>k</sup> ,0317..... | 0 631      |
| Charbon.....                  | 0 0051.....               | 0 510      |
| Minerais de cuivre.....       | 0 061.....                | 15 395     |
| Mercure perdu.....            | 24,356.....               | 30 510     |

A reporter..... 72 fr. 459

|                                           |                     |               |
|-------------------------------------------|---------------------|---------------|
|                                           | <i>Report</i> ..... | 72 fr. 459    |
| Sel impur.....                            | 0,272.....          | 13 600        |
| Frais divers.....                         |                     | <u>1 938</u>  |
| Frais spéciaux du traitement.....         |                     | 87 fr. 997    |
| Exploitation et transport à l'usine.....  |                     | 133 000       |
| Frais généraux.....                       |                     | <u>33 873</u> |
| Dépense totale pour 1 tonne de minerais.. |                     | 254 fr. 870   |

Le bénéfice réalisé par tonne de minerais est de 90 fr. 53 c., tandis que la valeur de l'argent perdu dans le traitement est de 116 fr. 60 c.

La méthode d'amalgamation employée à l'usine du Fresnillo est, d'après ces résultats, susceptible de grands perfectionnements; les frais de traitement sont très-élevés, la perte d'argent est énorme, et certainement il est possible de diminuer beaucoup les frais et la perte : je crois même pouvoir affirmer qu'au moment actuel de notables améliorations ont été apportées à la méthode que je viens de décrire, et que les résultats obtenus en 1859 sont plus favorables que ceux de 1841.

Les nombres que j'ai cités précédemment permettent de calculer la limite inférieure de richesse des minerais, à laquelle il ne serait plus possible de faire des bénéfices en appliquant l'amalgamation à froid, dans les conditions des mines et de l'usine du Fresnillo : pour faire le calcul, il est essentiel de tenir compte des consommations de sel et de magistral, ainsi que de la perte de mercure, qui diminuent beaucoup quand on traite des minerais plus pauvres. En tenant compte de ces diminutions on peut évaluer les dépenses nécessitées par l'extraction et par le traitement des minerais, rendant environ 1 kilogramme d'argent par tonne, ainsi qu'il suit :

|                                    |                       |
|------------------------------------|-----------------------|
| Extraction et transport à l'usine. | 133 francs par tonne. |
| Traitement par amalgamation....    | 64                    |
| Frais généraux.....                | <u>33</u>             |
| Dépense totale.....                | 230 francs.           |

Ces dépenses sont couvertes par un rendement de 1<sup>re</sup>,050 d'argent, c'est-à-dire que les minerais doivent avoir une teneur réelle de 140 grammes d'argent aux 100 kilogrammes. C'est là la limite inférieure à laquelle il devient impossible de traiter les minerais d'argent dans les conditions du Fresnillo. Pour des minerais plus riches l'amalgamation donne des bénéfices, mais leur accroissement ne suit pas exactement l'augmentation du rendement en argent, les frais de traitement deviennent plus forts à mesure que les minerais sont plus riches.

*Comparaison de l'amalgamation bretonne avec l'amalgamation américaine.* — Les conditions dans lesquelles est placée l'usine de Huelgoet sont entièrement différentes de celles des usines américaines : en Bretagne on n'a besoin de traiter annuellement qu'une quantité relativement très-petite de minerais, les combustibles peuvent être obtenus à des prix modérés, la force motrice hydraulique n'exige que des dépenses insignifiantes. Les minerais ne renferment pas de composés complexes offrant des difficultés sérieuses à l'amalgamation : en Amérique, au contraire, chaque usine doit traiter des milliers de tonnes de minerais, contenant une proportion presque toujours très-forte des composés de l'argent avec le soufre, l'arsenic, l'antimoine, etc., qui résistent aux agents dont on peut disposer pour la précipitation de l'argent ; la force motrice et les combustibles font défaut ; les appareils doivent être mis en mouvement par des mules. Il serait matériellement impossible d'appliquer dans la plupart des usines américaines les procédés suivis à Huelgoet ; la comparaison des résultats obtenus dans les deux méthodes ne peut offrir qu'un intérêt de curiosité : c'est à ce titre seulement que je vais la présenter.

Je suppose que les minerais ont la même teneur moyenne, de 210 grammes aux 100 kilogrammes, et

j'admets que les prix du sel, du mercure et de la main-d'œuvre, sont ceux du Fresnillo. Dans ces hypothèses les frais de traitement, rapportés à la tonne de minerais, sont les suivants :

|                                   | A HUELGOET.            |        |     | AU FRESNILLO.           |        |     |
|-----------------------------------|------------------------|--------|-----|-------------------------|--------|-----|
| Main-d'œuvre et surveillance.     | 51,694...              | 13 fr. | 000 | 61,108...               | 13 fr. | 062 |
| Combustibles.....                 | 0 <sup>a</sup> ,789... | 9      | 658 | 0 <sup>a</sup> ,0368..  | 1      | 141 |
| Sel pur.....                      | 0,058...               | 14     | 500 | 0,054...                | 13     | 600 |
| Mercure.....                      | 0 <sup>a</sup> ,58...  | 4      | 921 | 2 <sup>a</sup> ,356...  | 30     | 510 |
| Fer.....                          | 8,80...                | 2      | 625 | »                       | »      | »   |
| Minerais de cuivre.....           | »                      | »      | »   | 0 <sup>a</sup> ,061...  | 15     | 395 |
| Mules.....                        | »                      | »      | »   | 12 <sup>a</sup> ,351... | 12     | 351 |
| Frais divers.....                 | 3                      | 125    |     | .....                   | 4      | 938 |
| Frais spéciaux du traitement..... |                        | 47 fr. | 829 |                         | 87 fr. | 997 |

La différence, en faveur de la méthode de Huelgoet, est de 40 fr. 167 ; elle est due principalement à la forte perte de mercure, et à l'emploi du magistral, dans l'amalgamation américaine. Le rendement des minerais en argent serait d'au moins 1<sup>k</sup>,90 par tonne à Huelgoet, tandis qu'il est seulement de 1<sup>k</sup>,570 au Fresnillo ; l'excès de rendement par la méthode bretonne doit être attribué à deux causes, d'abord à la composition plus simple des minerais, ensuite et principalement au grillage qui précède l'amalgamation, c'est-à-dire en partie seulement à la méthode elle-même.

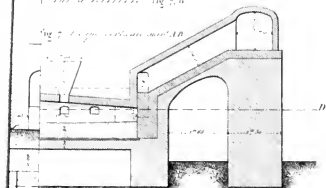




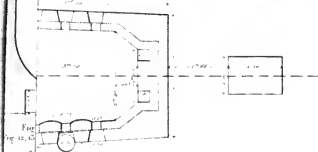
LA GALLEE EN ANGLETERRE Fig. 7 15

1. Coupe de la machine Fig. 7, B

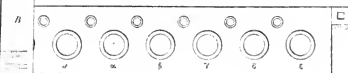
Fig. 7. Coupe verticale sur AB



2. Coupe sur verticale sur CD.



Disposition de cylindres de condensation



12 de 100 pour 1 Mètre

12 de 100 pour 1 Mètre



Les mesures

NE DANS LA HAUTE SILÉSIE Fig. 8, 9, 10, 11, 12, 13, 14

FOUR DE RAFFINEMENT Fig. 8, 9

Fig. 8. Coupe transversale sur l'AB



Fig. 9. Coupe transversale sur l'CD



FOUR DE RAFFINEMENT Fig. 12, 13, 14

Fig. 12. Coupe transversale



Fig. 13. Coupe transversale sur l'AB



Fig. 14. Coupe transversale sur l'CD



.

.

.

.

>

L'USINE DE POUILLAOEN BRETAGNE

FOUR DE COUPELLE

Fig. 12. Coupe verticale sur A.B.

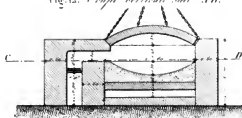
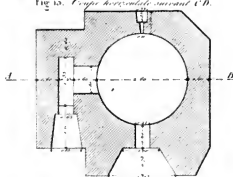


Fig. 13. Coupe horizontale suivant C.D.



FOUR DE RAFFINAGE

Fig. 14. Coupe verticale sur A.B.

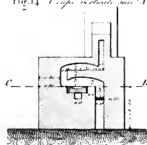


Fig. 15. Coupe horizontale suivant C.D.

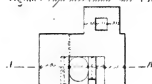


Fig. 6. OET / RHATIGNE Fig. 6. 0.

FOUR DE CHLORINATION Fig. 8. 9.

Fig. 8. Coupe verticale sur l'AB

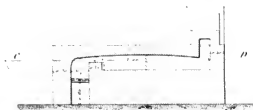
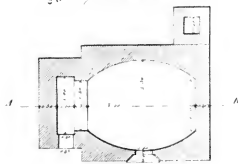


Fig. 9. Coupe horizontale sur la CP.



1 mètre pour l'fig. 8, 9.

10 mètres

1 mètre pour l'fig. 10.

12 mètres

10 mètres

005697452



## CHEZ LES MÊMES LIBRAIRES.

**RIVOT, ingénieur des mines, professeur à l'Ecole des mines.** Principes généraux du traitement des minerais métalliques.

TRAITÉ DE MÉTALLURGIE théorique et pratique. Tome 1<sup>er</sup>. MÉTALLURGIE DU CUIVRE. 1 vol. in-8°, avec planches. 9 fr.

— Cours d'ANALYSE CHIMIQUE MINÉRALE de l'Ecole des mines. 3 ou 4 vol. in-8°, avec planches. (En préparation.)  
Le tome 1<sup>er</sup> paraîtra au commencement de 1861.

**ANNALES DES MINES**, ou recueil de mémoires sur l'exploitation des mines et sur les sciences qui s'y rapportent, rédigées sous la direction d'une Commission spéciale, composée de MM. Cordier, Elie de Beaumont et Combes, inspecteurs généraux des mines, membres de l'Institut; MM. de Bouroulle, Thirria, Levallois, Loricux, de Billy et Blavier, inspecteurs généraux des mines; M. de Sénarmont, ingénieur en chef des mines, membre de l'Institut; MM. Pierard, de Villeneuve, Couche et Callon, ingénieurs en chef des mines; MM. Rivot et Delesse, ingénieurs des mines, et M. de Cheppe, ancien chef de la division des mines.

Depuis 1835, les Annales des mines paraissent régulièrement tous les deux mois par livraisons; les six livraisons de l'année réunies forment annuellement trois volumes in-8°, avec 25 planches.

Prix de l'abonnement annuel, et de chaque année écoulée, que l'on peut se procurer séparément : pour Paris, 20 fr.; les départements, 24 fr.; l'étranger, 28 fr.

**BOURCIGNAT (A.), anc. avocat au Conseil d'Etat et à la Cour de cassation.** IRRIGATION APPLIQUÉE AUX ÉTABLISSEMENTS INDUSTRIELS, notamment des usines hydrauliques ou à vapeur, des manufactures, fabriques, ateliers dangereux, incommodes et insalubres, moulins, baux fourneaux, établissements métallurgiques, mines, minières, carrières, etc.; TRAITÉ COMPLET, d'après le dernier état des lois, de la doctrine et de la jurisprudence, des règles à observer pour la création, l'exploitation, la location, la vente, l'abandon ou la suppression des établissements appartenant à l'industrie. 2 beaux vol. in-8°. Paris, 1859. 15 fr.

**LEMER, ingénieur en chef des mines.** Notes pratiques sur l'ART DU BRIGUTIER au charbon de terre, d'après les procédés en usage dans le Nord et dans la Belgique. 1 vol. in-8°, avec planches. 4 fr. 50 c.

**CORTOUX, membre de l'Institut, ingénieur en chef des ponts et chaussées.** TRAITÉ DE LA MÉCANIQUE DES COMBUSTIBLES ET DU CALCUL DES MACHINES, ou considérations sur l'emploi des moteurs et sur leur création, pour servir d'introduction à l'étude spéciale des machines à vapeur. 1 vol. in-8°, avec planches. 15 fr.

— TRAITÉ DE MÉTALLURGIE DES EFFETS DU

**DELESSE, ingénieur des mines et professeur de géologie à l'Ecole normale.** Etudes sur le MÉTAMORPHISME DES

CHES. 1 vol. in-8°, avec 8 gr. planches. Paris, 1858. 7 fr. 50 c.

— Les MATÉRIAUX DE CONSTRUCTION de l'Exposition universelle de 1855. Rapport officiel fait au nom de la classe IV du jury international. 1 vol. in-8°. 6 fr.

**DUFRÉNOY, de l'Institut, inspect. gen. des mines, professeur de minéralogie au Muséum d'histoire naturelle, etc.** TRAITÉ COMPLET DE MINÉRALOGIE. 2<sup>e</sup> édition, considérablement augmentée. 3 forts vol. in-8°, dont un de 236 planches, avec un grand nombre de figures intercalées dans le texte et des planches, dont deux parfaitement imprimées en couleur. 48 fr.

Le dernier volume sera au Atlas a paru en mars 1859.

**FRANÇOIS (J.), ingén. en chef des mines.** RECHERCHES SUR LE CIMENT ET SUR LE TRAITEMENT DES MINÉRAUX DE FER dans les Pyrénées, et particulièrement dans l'Ariège, suivies de considérations historiques et économiques sur le TRAVAIL DU FER ET DE L'ACIER dans les Pyrénées. 2 vol. in-4°, dont un de planches. 25 fr.

**HAUSENFATZ, inspecteur divisionnaire des mines.** TRAITÉ THÉORIQUE ET PRATIQUE DE L'ART DE CALCULER LA PIERRE CALCAIRE ET DE FABRIQUER TOUTES SORTES DE MORTIERS, CEMENTS, STUCCS, etc., soit à bras d'hommes, soit à l'aide de machines. 1 vol. in-4°, orné de 11 planches gravées en taille-douce. 12 fr.

**HÉRON DE VILLEFOSSE, de l'Institut, inspecteur gen. des mines.** ATLAS DE LA RICHESSE MINÉRALE, recueil de faits géognostiques et de faits industriels, offrant un cours complet de l'art des mines et usines, au moyen d'exemples tirés de célèbres établissements, et rendus sensibles à l'œil par la représentation géométrique des objets; *manuel d'usage*, accompagné d'un nouveau texte explicatif, rédigé par ordre du gouvernement, par H. Le Conq, ingénieur des mines. Atlas de 65 planches, toutes gravées par Leblanc, dont plusieurs coloriées. 1 vol. in-4° de texte. 50 fr.

**LAMPADIER, professeur à l'École des mines de Freiberg.** MANUEL DE MÉTALLURGIE GÉNÉRALE, suivi d'additions par l'auteur; traduit de l'allemand, revu, considérablement augmenté, mis au niveau des connaissances actuelles par G. A. ARBATZ, anc. des mines, anc. élève de l'Ecole des mines — Paris. 2 vol. in-8°, avec planches. 12 fr. 50 c.

**VILLENEUVE-FLAYOSC, anc. élève de l'Ecole des mines, etc.** DESCRIPTIF MINÉROGÉOLOGIQUE ET GÉOLOGIQUE DE LA FRANCE, avec les parties de la France qui ont été parcourues par l'auteur. 1 fort vol. in-8°, avec 12 planches coloriées, dont une de coupe de terrain. 15 fr.

